

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

УДК 669.213 (043)

На правах рукописи

ЕСЕНГАРАЕВ ЕРЛАН КАЙРАТОВИЧ

**Интенсификация процесса кучного выщелачивания золота с применением
различных реагентов и различных физико-химических методов**

6D070900 – Metallurgia

Диссертация на соискание степени
доктора философии (PhD)

Научные консультанты
кандидат технических наук,
профессор
Баимбетов Б.С.
КазНИТУ имени К.И. Сатпаева,
Республика Казахстан

д.т.н, профессор,
старший научный сотрудник,
заведующий кафедрой
Мамяченков С.В.
УрФУ, им. Первого президента
России Б.Н Ельцина,
Россия.

Республика Казахстан
Алматы, 2022

СОДЕРЖАНИЕ

НОРМАТИВНЫЕ ССЫЛКИ	4
ОПРЕДЕЛЕНИЯ	5
ОБОЗНАЧЕНИЯ И СОКРАЩЕНИЯ	6
ВВЕДЕНИЕ	7
1 ОБОСНОВАНИЕ НЕОБХОДИМОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА МЕТОДОМ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РАЗЛИЧНЫХ РЕАГЕНТОВ	13
1.1 Сырьевая база золотодобывающей промышленности в мире и современное состояние золотодобывающей отрасли в Исламской Республике Иран	13
1.2 Промышленный опыт извлечения золота из руд методом кучного выщелачивания в современном мире	14
1.3 Использование в промышленности нецианидных растворителей золота и серебра	18
1.4 Интенсификация процесса выщелачивания золота в присутствии различных химических реагентов	21
1.5 Выщелачивание малосульфидных руд с ультразвуковым воздействием	24
Выводы по 1 разделу	26
2 ОСНОВНЫЕ МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ	27
2.1 Характеристика исходной пробы золоторудного месторождения Сари-Гунай	27
2.1.1 Краткая характеристика рудных минералов	34
2.2 Характеристика исходных реагентов	35
2.3 Методы анализа и исследований	36
Выводы по 2 разделу	41
3 ПОДГОТОВКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ К ЦИАНИДНОМУ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ	42
3.1 Технологические исследования кучного выщелачивания золотосодержащего сырья месторождения Сари-Гунай	42
3.2 Физические и ситовые характеристики дробленной руды	42
3.3 Фазовый анализа руды	44
3.4 Использование метода бутылочных тестов для цианидного выщелачивания золота	44
3.5 Изучение гидродинамических характеристик руды	47
3.5.1 Определение перколяционных характеристик дробленной неоконкованной руды	58
Выводы по 3 разделу	49
4 ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ПЕРОКСИДА ВОДОРОДА И АЦЕТАТА НАТРИЯ ДЛЯ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ РУДЫ	50

4.1	Термодинамическое обоснование применения пероксида водорода и ацетата натрия при цианидном выщелачивании золотосодержащего сырья	50
4.2	Определение расхода окислителя - пероксида водорода при различной крупности руды в цианидном выщелачивании золота	53
4.3	Определение расхода ацетата натрия при различной крупности руды в цианидном выщелачивании золота	55
4.4	Исследования по цианидному выщелачиванию золота с ультразвуковым воздействием	60
4.5	Кинетика процесса цианидного выщелачивания золота в бутылочных тестах с использованием ультразвукового воздействия и при разных температурах выщелачивания	62
	Выводы по 4 разделу	70
5	РЕЗУЛЬТАТЫ УКРУПНЕННО-ЛАБОРАТОРНЫХ ИСПЫТАНИЙ В ПРОЦЕССЕ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА С ПРИМЕНЕНИЕМ ПЕРОКСИДА ВОДОРОДА И АЦЕТАТА НАТРИЯ	72
5.1	Описание принципиальной технологической схемы кучного выщелачивания золота	72
5.2	Проведение сравнительных опытов в колонном тесте, как аналоге кучного выщелачивания золота, с применением пероксида водорода	73
5.3	Проведение сравнительных опытов в колонном тесте, как аналоге кучного выщелачивания золота, с применением ацетата натрия	76
5.4	Экономическая оценка процесса интенсификации кучного выщелачивания золота в присутствии пероксида водорода и ацетата натрия	78
	Выводы по 5 разделу	85
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ	86
	СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	89
	ПРИЛОЖЕНИЕ А – Справка о патентно-информационном поиске	98
	ПРИЛОЖЕНИЕ Б – Колонный тест 1: Без добавки реагента	103
	ПРИЛОЖЕНИЕ В – Колонный тест 2: С добавкой пероксида водорода	104
	ПРИЛОЖЕНИЕ Г – Колонный тест 3: С добавкой ацетата натрия	105
	ПРИЛОЖЕНИЕ Д – Патент на полезную модель РК	106
	ПРИЛОЖЕНИЕ Е – Список опубликованных научных трудов	107

НОРМАТИВНЫЕ ССЫЛКИ

В настоящей диссертации использованы ссылки на следующие стандарты:
Правила присуждения ученых степеней, утвержденных приказом МОН РК от 31 марта 2011 года № 127.

ГОСТ 7.32-2001 – Система стандартов по информации, библиотечному и издательскому делу. Отчет о научно-исследовательской работе. Структура и правила оформления.

ГОСО РК 5.04.034-2011 – Государственный общеобязательный стандарт образования Республики Казахстан. Послевузовское образование. Докторантура. Основные положения.

ГОСТ 15.01-82 – Система разработки и постановки продукции на производство. Порядок проведения патентных исследований

ГОСТ 8.417-2002 – Государственная система обеспечения единства измерений. Единицы величин

ГОСТ 7.12-93 – Система стандартов по информации, библиотечному и издательскому делу. Библиографическая запись. Сокращение слов на русском языке. Общие требования и правила

СТ РК ГОСТ Р 15.011-2005 – Патентные исследования

ГОСТ 12.1.005-88 – Система стандартов безопасности труда. Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны

ГОСТ 10929-76 – Пероксид водорода. Технические условия.

ГОСТ 199-78 – Ацетат натрия. Технические условия.

ОПРЕДЕЛЕНИЯ

Термины и определения, использованные в данной диссертации:

выщелачивание – процесс селективного растворения отдельных компонентов полезного ископаемого;

кучное выщелачивание – извлечение драгоценных металлов из забалансовых и отвалов бедных руд уложенного в специальный штабель;

цианид (CN) – единственный атом углерода, трехкратно связанный с атомом азота, чрезвычайно полезный при извлечении золота из руды;

пероксид водорода (H₂O₂) – бесцветная жидкость с «металлическим» вкусом, является хорошим растворителем;

ацетат натрия (CH₃COONa) – белый гигроскопичный кристаллический порошок;

бутылочный тест – получение первичной информации по извлекаемости благородных металлов и расходу реагентов;

колонный тест – испытание на выщелачивание методом просачивания. Метод позволяет создать условия, максимально соответствующие промышленному процессу.

ОБОЗНАЧЕНИЯ И СОКРАЩЕНИЯ

ИРИ – Исламская Республика Иран;
РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр» – Республиканское Государственное Предприятие «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» Государственного научно-производственного объединения промышленной экологии «Казмеханобр»;
ПДК – предельно допустимая концентрация;
Т – абсолютная температура, К;
V – объем раствора, дм^3 ;
 τ – продолжительность процесса, (с, мин, час, сутки);
рН – водородный показатель, ед;
 ΔG – стандартная свободная энергия Гиббса, кДж/моль;
 E_a – энергия активации, Дж/моль;
 E_h – электродный потенциал, В;
n – порядок реакции;
n – числа стадий и числа направлений в которых растут ядра зародышей;
 α – степень превращения золота, ед;
k, k_1 – константы скорости, час^{-1} ;
C – постоянная;
R – универсальная газовая постоянная, Дж/моль;

ВВЕДЕНИЕ

Оценка современного состояния решаемой научной или научно-технологической проблемы.

В настоящее время запасы богатых легкообогатимых руд с каждым годом уменьшаются, а увеличение потребности в золоте вынуждает золотодобывающие компании перерабатывать руды с низким содержанием золота, применяя различные современные технологии [1].

Для переработки сырья с низким содержанием золота, старых отвалов золотоизвлекательных предприятий применяют метод кучного выщелачивания. Технология кучного выщелачивания характеризуется многими достоинствами, а самыми важными являются минимальные эксплуатационные и капитальные затраты. При использовании метода нет необходимости в тонком измельчении руд перед извлечением, что является довольно энергоемким процессом [2].

В настоящее время способ кучного выщелачивания применяется почти в 60 % мировых стран-лидерах золотодобычи, поэтому внедрение его идет очень быстро. Способ кучного выщелачивания позволил отрабатывать не только крупные месторождения бедных руд, но и вскрышные породы, техногенное золотосодержащее сырье (хвосты обогащения руд цветных и драгоценных металлов) и небольшие по запасам месторождения (от нескольких десятков килограммов до 1-2 т), расположенные в мало освоенных районах. Вследствие избирательности, простоты и дешевизны метод является наиболее приемлемым для извлечения золота. Но токсичность вследствие использования цианидов и необходимость обезвреживания образующихся стоков являются основными его недостатками. Тем не менее, большое количество золотоизвлекательных фабрик работает с применением именно этого метода [2 с. 6, 3].

Технологические схемы переработки золотосодержащего сырья отличаются в зависимости от химического и минералогического состава руды. Свойства сульфидных минералов, с которыми ассоциировано золото и присутствие других ценных компонентов, усложняют технологию переработки руды [4].

Кучное выщелачивание (КВ) является одним из эффективных методов извлечения золота из золотосодержащих руд и применяется для переработки бедных руд и отвалов. В экономическом отношении, эффективно применение кучного выщелачивания для относительно богатых руд, небольших по запасам месторождений [5].

Известно, что в технологии кучного выщелачивания используют окислители и реагенты, способствующие растворению сульфидных минералов, позволяющее значительно повысить эффективность переработки золотосодержащего сырья.

Для интенсификации процесса выщелачивания и повышения извлечения золота применяется химические добавки и разные расходы концентрации реагентов, способствующие растворению сульфидных минералов. Преимуществом использования таких реагентов является технологичность, т.е.

простота применения, не требующая установки дополнительного оборудования. При этом, интенсификация процесса растворения золота улучшает условия выщелачивания с целью повышения производительности работы без снижения извлечения золота [6-7].

Таким образом, несмотря на наличие разных разработок, применение различных процессов переработки золотосодержащего сырья, все еще применяют традиционный опыт работы извлечения золота в золотодобывающих предприятиях. Это свидетельствует о том, что более 70 % золота получают из коренных золотосодержащих руд, путем извлечения его из легкообогатимых коренных руд способом цианидным выщелачиванием с последующей сорбцией на активированный уголь. Наиболее пригодными для цианидного кучного выщелачивания являются окисленные и малосульфидные руды, руды коренных месторождений и россыпи, смешанные и забалансовые руды, техногенное сырье и текущие хвосты переработки золотосодержащих руд.

Основание и исходные данные для разработки темы.

Основанием для разработки темы стали результаты исследования влияния различных реагентов и методов обработки на извлечение золота при кучном выщелачивании окисленных малосульфидных руд.

В качестве объекта исследования выбраны окисленные малосульфидные золотосодержащие руды месторождения Сари – Гунай. Данное крупнейшее месторождение находится в Исламской Республике Иран (разрабатывается компанией «Zarkuh mining company» совместно с Казахстанской компанией «Eurasia metals company»), его ресурсы (с запасами) оценены в 9,645 млн унц. (300 т) золота [8].

Обоснование необходимости проведения научно-исследовательской работы.

С увеличением объема торговых операций в качестве средств платежа все чаще стали применять золото. Это происходит из-за нестабильности конвертируемых мировых валют, падения цен на ценные бумаги. Постоянный спрос на золото зависит и от его применения. Золото используется в производстве ювелирных украшений, в электронной промышленности. Поэтому увеличение добычи золота возможно не только за счет вовлечения в переработку новых месторождений, но и за счет совершенствования существующих технологий.

С каждым годом снижается содержание золота в перерабатываемых рудах, в переработку вовлекается сульфидно-окисленное золотосодержащее сырье. Использование таких руд послужило причиной применения эффективного и экономически целесообразного метода кучного цианидного выщелачивания. В связи с этим, актуально проведение данной научно-исследовательской работы, в которой используется технология кучного выщелачивания с применением реагентов, повышающих извлечение золота.

Сведения о планируемом научно-техническом уровне разработки, о патентных исследованиях и выводы из них.

В задачу исследований изучено теоретическое и практическое обоснование работы, также планировалась разработка технологии по интенсификации процесса кучного выщелачивания золота с использованием реагентов для растворения сульфидных минералов и физико-химических методов обработки руды. В исследовательской работе применены современные методы исследования исходного сырья и продуктов переработки.

Проведен обзор литературы по вопросам выщелачивания золота и патентный поиск в области кучного выщелачивания золота с применением различных реагентов.

Анализ источников информации показал, что в данном направлении имеется ряд патентов, близких к предложенным технологическим решениям (Приложение А): Способ цианирования золотосодержащих руд и концентратов /Патент KZ 27335 Кл. C22B11/08; Способ кучного выщелачивания золотосодержащих руд /Патент Республики Казахстан, № 9446; Способ цианистого выщелачивания золота и серебра. Патент РФ № 2624751С1; Способ кучного выщелачивания золота из окисленных и смешанных руд. Патент РФ № 2361076С1; Патент США №3617567; и т.д. [9-17].

Согласно результатов патентных исследований, в известных способах переработки золотосодержащих руд, использование окислителей и реагентов для растворения сульфидных минералов влечет за собой повышенный расход высококонцентрированного цианида натрия, что, как правило, приводит к увеличению экологической нагрузки на окружающую среду. Известные окислители и реагенты, применяемые для растворения сульфидных минералов, отличаются высокой стоимостью.

В данной диссертационной работе предлагается одно из решений проблем в области переработки золотосодержащих руд, освещенное в патенте на полезную модель РК «Способ кучного выщелачивания золотосодержащих руд» № 6316, от 13.08.2021 г. (Приложение Д).

Сведения о метрологическом обеспечении диссертации.

При проведении данной работы метрологическое обеспечение определялось наличием сертифицированных современных физико-химических методов анализа и исследований. Использованные при исследовании приборы и средства измерений прошли государственную поверку.

Химико-аналитическая лаборатория Сари-Гунай (ИРИ) прошли аккредитацию на соответствие требованиям ISIRI- ISO/IEC 17025 «Общие требования к компетентности испытательных и калибровочных лабораторий».

Химико-аналитическая лаборатория филиала РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр» аккредитованные документы в системе аттестации Республики Казахстан по требованиям ГОСТ ИСО/МЭК 17025-2009 «Общие требования к компетентности испытательных и калибровочных лабораторий». Номер аккредитации № KZ.T.02.0108 от 29.12.2017 года (действителен до 29.12.2022 года).

Сертифицированным методикам кафедры «Металлургия и обогащение полезных ископаемых» КазННТУ имени К.И. Сатпаева.

Актуальность темы. В настоящее время 55-65 % мировой добычи золота осуществляется с применением технологии кучного выщелачивания. Основными причинами применения данной технологии являются истощение разведанных запасов богатых золотосодержащих руд, пригодных для переработки по существующим фабричным технологиям; увеличение себестоимости, в связи с ростом цен на энергоносители, основные материалы и оборудование. Все это предопределяет возможность практического применения только высокоэкономичных мало затратных процессов, каким является кучное выщелачивание.

Кучное выщелачивание широко используется при переработке золотосодержащих руд. Так, известно, что около 65 % золота во всем мире извлекается из руды методом кучного выщелачивания.

Таким образом, повышение извлечения золота из руды даже на 1-2 % дает значительный экономический эффект. Для достижения этих целей при кучном выщелачивании возможно применение различных реагентов. Выявлено возможность интенсификации процесса за счет таких реагентов, как пероксид водорода и ацетат натрия и ультразвуковое воздействие.

Основным реагентом для извлечения золота из руд является цианид натрия, применяемый уже более 100 лет. Вместе с тем, применение других химических реагентов совместно с цианидом натрия в процессе кучного выщелачивания золота, позволяет интенсифицировать процесс выщелачивания. Однако, используемые для интенсификации процесса выщелачивания золота реагенты, помимо растворения сульфидных минералов, приводят к разложению свободных циан-ионов, что увеличивает затраты дорогостоящего реагента растворителя – цианида натрия.

Новизна темы заключается в разработке технологии интенсификации процесса цианидного кучного выщелачивания золота с применением пероксида водорода и ацетата натрия.

Связь работы с другими научно-исследовательскими работами.

Научно-исследовательская работа выполнялась в соответствии с международными исследовательскими проектами, отмеченными в Стратегии «Казахстан-2050», и диссертационная работа выполнена планами научно-исследовательских работ кафедры «Металлургия и обогащение полезных ископаемых» КазННТУ имени К.И. Сатпаева, также в лаборатории «Zarkuh mining company» ИРИ и в лаборатории благородных металлов филиала РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр».

Целью диссертационной работы является научное обоснование интенсификации процесса цианидного выщелачивания золота за счет использования пероксида водорода и ацетата натрия для повышения скорости растворения и извлечения золота из окисленных малосульфидных руд месторождения Сари- Гунай.

Объект исследований – окисленные малосульфидные руды месторождения Сари- Гунай.

Предмет исследований – физико-химическое исследование руды, термодинамический анализ вероятности протекания реакций между рудными минералами и предлагаемыми реагентами, определение кинетических показателей растворения золота, изучение технологических показателей кучного выщелачивания золота при добавлении реагентов - пероксида водорода и ацетата натрия.

Задачи исследования, их место в выполнении научно-исследовательской работы в целом:

- провести технологическую оценку исходной золотосодержащей руды месторождения Сари-Гунай и целесообразность ее переработки методом кучного выщелачивания;
- провести патентно-информационный поиск и анализ литературы по возможному использованию различных химических реагентов, интенсифицирующих процесс выщелачивания золота;
- провести термодинамический анализ возможных реакций, обосновать выбор пероксида водорода и ацетата натрия для окисления сульфидов и растворения нерастворимых соединений;
- изучить методику обработки руды и кинетику влияния реагентов на процесс кучного выщелачивания золота;
- изучить условия проведения кучного выщелачивания золота;
- изучить технологию переработки малосульфидной золотосодержащей руды с использованием пероксида водорода и ацетата натрия;
- провести лабораторные испытания в аппарате-агитаторе для бутылочных, ультразвуковых тестов и в колонном тесте укрупненно-лабораторного аналога кучного выщелачивания, имитирующих промышленные установки;
- выполнить экономическую оценку применения новых реагентов в технологии извлечения золота.

На основании проведенных исследовательских работы, представленные методики и решаемые задачи в настоящей диссертационной работе направлена на достижение общей поставленной цели.

Методологическая база.

В работе были использованы следующие типы приборов и основные методы исследований:

– расчет термодинамических характеристик реакций взаимодействия пероксида водорода и ацетата натрия с сульфидными минералами и основными компонентами соединения золотосодержащей руды, выполненный посредством применения программы термодинамических расчетов HSC Chemistry 8.0 Outokumpu Technology Engineering Research компании Outotec;

– химический анализ элементного состава образцов и продуктивных растворов, выполненный с использованием атомно-абсорбционной спектроскопии, атомно-эмиссионном спектрометре с индуктивно-связанной

плазмой, рентгенофлуоресцентным анализаторам и пробирно-гравиметрическим методом;

- рентгенодифрактометрический анализ средних проб, выполненный на дифрактометре ДРОН-4 с Си-излучением и графитовым монохроматором;

- Мониторинг загрязнения атмосферного воздуха осуществлялся с помощью системы автоматической сигнализатора синильной кислоты ССК-4;

- измерение величины рН среды проводили с помощью иономера Inolab «рН-7110» для рутинных измерений с воспроизводимыми результатами измерений и повышенной точностью измерений.

Все исследования проведены в аккредитованной лаборатории с использованием различных приборов и средств измерений, также прошедших государственную метрологическую поверку.

Положения, выносимые на защиту:

- результаты анализа исследования и патентно-информационного поиска, обоснование возможности использования таких реагентов, как пероксид водорода и ацетата натрия для окисления и растворения сульфидных минералов, и ультразвуковое воздействие для интенсификации процесса выщелачивания;

- результаты термодинамического анализа показывает возможности использования пероксида водорода и ацетата натрия при цианидно-щелочных растворах в процессе кучного выщелачивания золота;

- результаты исследований кинетических зависимостей выщелачивания золота в присутствии пероксида водорода и ацетата натрия;

- результаты бутылочных тестов, проведенных с применением реагентов пероксида водорода и ацетата натрия и одновременным наложением ультразвукового воздействия;

- результаты укрупненно-лабораторных исследований по кучному выщелачиванию золота с применением пероксида водорода и ацетата натрия.

1 ОБОСНОВАНИЕ НЕОБХОДИМОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА МЕТОДОМ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РАЗЛИЧНЫХ РЕАГЕНТОВ

1.1 Сырьевая база золотодобывающей промышленности в мире и современное состояние золотодобывающей отрасли в Исламской Республике Иран

В природе в чистом виде встречаются только благородные металлы (платина, золото, серебро и т. д.), а остальные — в виде соединений с неметаллами (минералы, руды). Самая крупная форма существования золота в природе – самородки, главным образом в виде мелких зерен, вкрапленных в кварц или содержащихся в кварцевом песке. Также золото встречается в сульфидных рудах железа, свинца и меди [18]. До 2019 года за всю историю человечества добыто около 187 тысяч тонн золота. Из них 50 % израсходовано на производство ювелирных изделий, 12 % – на различные технические цели [19].

Аналитической компанией Thomson Reuters GFMS подсчитано, что производство добытого золота в мире в 2019 году уменьшилось всего на 0,8 % и составило 3,53 тысячи тонн по сравнению с 2018 г. [20]. Список стран-лидеров по добыче золота приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Список стран-лидеров по добыче золота [19]

Место	Страна	Добыча, т				
		2015 г	2016 г	2017 г	2018 г	2019 г
1	Китай	460,3	463,7	429,1	404,1	383,2
2	Россия	255,3	262,4	280,7	295,4	329,5
3	Австралия	279,2	287,7	292,5	317,0	325,1
4	США	216,7	229,1	236,4	225,0	200,2
5	Канада	157,7	163,1	171,2	188,9	182,5
6	Перу	170,5	166,0	166,6	157,6	143,3
7	Гана	95,4	131,4	133,3	149,1	142,4
8	Южная Африка	162,0	162,6	154,0	128,0	118,2
9	Мексика	131,6	130,7	119,5	118,4	111,4
10	Бразилия	95,4	95,9	95,4	96,7	106,9
11	Узбекистан	84,0	96,0	97,0	100,0	104,0
12	Индонезия	122,3	108,8	116,1	141,5	82,6
13	Казахстан	63,7	74,6	56,0	68,4	76,8
14	Судан	67,8	77,5	88,0	76,6	76,6
15	Папуа-Новая Гвинея	60,9	63,4	64,5	68,9	72,9
41	Иран	11,0	11,0	11,0	11,0	11,0
	Другие	618,2	653,5	695	707,5	750,7
	Суммарно	3336,4	3459,7	3493,6	3561,3	3533,7

Недра Ирана богаты многими полезными ископаемыми, в том числе железной рудой (12-е место по запасам в мире), медью (9-е место), цинком (1-е место), ураном (10-е место), золотом (41-е место). На территории страны находится около 7 % мировых запасов 68 типов полезных ископаемых. Подтвержденные запасы золота в Иране составляют 340 т, однако в 2018 г. были обнаружены новые золотоносные месторождения в районах Систан-Белуджистан, Курдистан, Западный Азербайджан и Южный Хорасан, способные увеличить запасы драгоценного металла на 40 т [21-22]. Из них золоторудные месторождения Зарашуран, месторождения Чах-Баг [23], Чах-Зард [24], месторождения Калькала в Северо-Западном Иране [25-26], Аргаш в Северо-Восточном Иране [27] и Сари Гунай.

Сари Гунай – золотой рудник в провинции Курдистан, разрабатывается казахстанской компанией. По оценкам специалистов, на сегодняшний день объем добычи составляет 9 тонн золота. Производство золота в Иране в долгосрочной перспективе планируется до 25 тонн золота в год [28].

Поэтому разработка технологии извлечения золота из золотосодержащего сырья является своевременной задачей, в связи с чем важной научно-практической проблемой является развитие исследований в данном направлении.

1.2 Промышленный опыт извлечения золота из руд методом кучного выщелачивания в современном мире

В последние четыре десятилетия в сфере золотодобывающей индустрии развита технология кучного выщелачивания (КВ). Кучное выщелачивание золота цианированием в первый раз было предложено в 1967 г. Горным Бюро США. Первую крупномасштабную переработку 2 млн. тонн бедной руды выщелачиванием провела компания «Кортес Голд Майнз» в начале 1970 г. в районе Кортес Тренд (штат Невада) [29].

Крупномасштабные испытания по кучному выщелачиванию золота были проведены на месторождении «Мурунтау» (Узбекистан), в конце семидесятых годов, а в начале девяностых годов подобные исследования проведены на Куранахских рудных полях и Васильковском ГОКе (Казахстан). Исследования, проведенные на месторождении «Мурунтау» показали вероятность извлечения золота из бедных руд на уровне 60-70 %. Опыт работы на Васильковском месторождении полностью подтвердил перспективность кучного выщелачивания и позволил наладить определенную систему работы [30].

Переработка руды по методу кучного выщелачивания была опробована впервые в России (1994 г.) компанией ЗАО ЗДК «Золотая звезда» на месторождении «Майское» (Республика Хакасия). Важнейшую роль сыграла технология, разработанная сотрудниками ОАО «Иргиредмет», на которую были выданы исходные данные для проектирования промышленной установки кучного выщелачивания золота из окисленных руд Майского месторождения. По результатам проведенных исследований институтом «Сибгипрозолото» (в настоящее время ЗАО «Золотопроект») разработан проект опытно-

промышленной установки. Извлечение золота из продуктивных растворов КВ осуществлялось на цинковую стружку с дальнейшей сернокислотной обработкой, обжигом и плавкой [30, с.42].

Благодаря инженерно-экономической оценке сырьевых ресурсов, технически грамотному и оперативному проведению исследовательских работ, а также постоянному совершенствованию технологического оборудования процесса КВ были достигнуты высокие темпы наращивания золотодобычи на предприятиях. В связи с этим с конца 90-х годов 20-го века в Казахстане и России наблюдается внедрение одной-двух установок по кучному выщелачиванию в год.

Наиболее пригодное для переработки методом КВ сырье должно обладать достаточной пористостью и проницаемостью, для обеспечения доступа цианидных растворов к поверхности благородных металлов и диффузии растворенных цианидных комплексов металлов.

Процесс кучного выщелачивания, позволяющий вовлекать в переработку крупные месторождения с бедными рудами, стал главным фактором развития золотодобычи во всем мире, и дал возможность увеличить добычу золота в 2-4 раза [31-36].

Авторы [37-41] считают, что благодаря низким капитальным и эксплуатационным затратам, наличию научных основ процесса и накопленному производственному опыту кучное выщелачивание успешно используется для переработки бедных по содержанию золота окисленных руд. Для эффективного применения процесса кучного выщелачивания к конкретной руде необходимо проведение технологических исследований с определением оптимальных параметров процесса.

Схема рудоподготовки может полностью исключать операцию дробления или, наоборот, предусматривать только операцию дробления, либо включать операции дробления и окомкования. Окомкование, как правило, применяется для шламистой руды и хвостов обогащения [42-43].

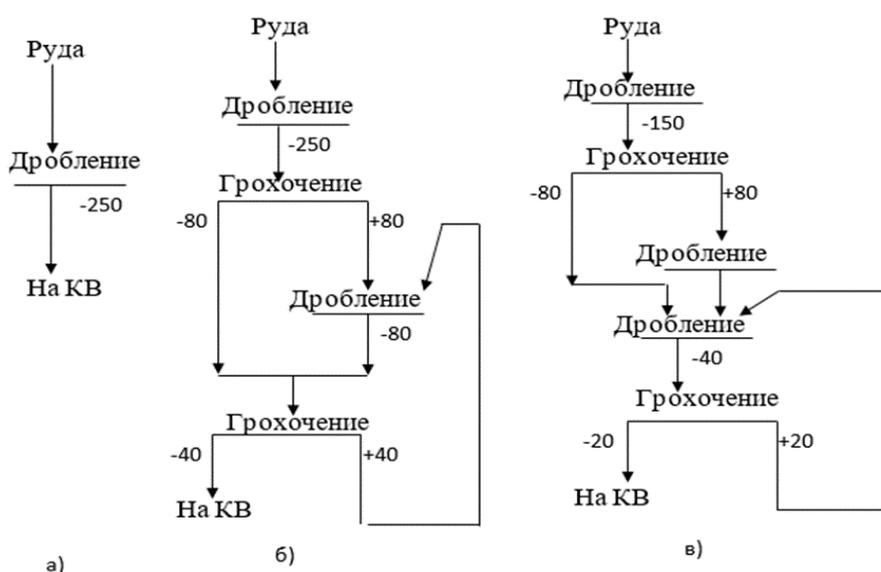
Цель рудоподготовки перед КВ – получение достаточно мелких частиц руды, позволяющих цианидному раствору вступать в контакт с благородными металлами при достижении степени проницаемости и устойчивости штабеля руды, достаточных для прохождения выщелачивающего раствора через кучу с приемлемой скоростью. Эти требования зачастую могут противоречить друг другу, если при низкой скорости фильтрации достигаются приемлемые показатели извлечения, но за очень длительный промежуток времени. Расходы на дробление руды напрямую связаны с рентабельностью извлечения золота. Если затраты на дробление крупной руды не компенсируются прибылью, полученной в результате повышения извлечения золота, то операция дробления неприемлема [44].

Рудоподготовка является одним из главных факторов степени извлечения золота и интенсификации процесса кучного выщелачивания, оказывающих влияние на ход технологического процесса. Основная ее задача состоит в получении продукта заданной крупности, обеспечивающей достаточно полное

раскрытие подвергаемых растворению полезных минералов и приемлемую фильтрацию раствора выщелачивания при орошении штабеля [33, с. 456-460].

Операция дробления должна иметь схематическое оформление, отвечающее требованиям технологии: крупность дробления литологического состава руды, производительность по готовой классификации и другим регламентируемым параметрам. Схема дробления может быть одной и много стадийной, включающей в себя дробилки различных модификаций: щековые, конусные, центробежно-ударные, роторные, валковые. Также при стадии дробления КВ возможно применение такого оборудования, как питатели, конвейеры и грохоты.

Технологические схемы дробления, включающие различное число стадий, показаны на рисунке 1.



а) одностадийное, б) двухстадийное, в) трехстадийное

Рисунок 1 – Три варианта схем дробления

В промышленной практике, кучного выщелачивания, большое внимание уделяется перколяционным свойствам перерабатываемого сырья, т.е. возможности просачивания выщелачивающего раствора через слой уложенного в штабель сырья. Присутствие в перерабатываемом сырье мелких классов (менее 2,5 мм) ухудшает перколяционные параметры. Так, из опытных данных известно, что содержание в сырье мелких классов в количестве, превышающем 15 % создает определенные трудности при осуществлении кучного выщелачивания, в связи с чем во многих случаях приходится прибегать к специальным мерам по окомкованию сырья связующим материалом. Проблема, возникающая из-за крайне медленной скорости фильтрации растворов при переработке методом КВ золотосодержащих руд с повышенным содержанием глины и шламов, образующихся в результате дробления [45], а также лежалых

хвостов гравитационного и гравитационно-флотационного обогащения руд, может быть решена путем предварительного окомкования [46].

Основная цель окомкования – получение пористого материала, устойчивого к механическому воздействию при транспортировке. Далее из окомкованного материала формируют штабеля и осуществляют просачивание через них цианидных растворов. Метод окомкования определяет качество окомкованного сырья, связывает композиции, сокращаются продолжительность операции отвердевания и упрочения окомкованной руды, количество воды или цианидного раствора.

Авторы некоторых работ считают, что для процесса окомкования применим цемент, известь, отходы ряда производств и различные композиции на их основе. Для ряда сырьевых объектов продолжительность КВ окомкованного сырья в сравнении с традиционным вариантом сокращается от 2 до 5 раз, а для многих эта операция является вообще обязательной, поскольку без нее последующее КВ практически неосуществимо из-за плохой фильтрации растворов через рудный штабель [44; 45, с. 297; 47].

Аппаратурное оформление процесса окомкования может зависеть от гранулометрического и минералогического состава сырья, вследствие чего могут применяться как чашевые либо барабанные окомкователи, так и каскады ленточных транспортеров.

На рисунке 2 показана технологическая схема кучного выщелачивания золота.

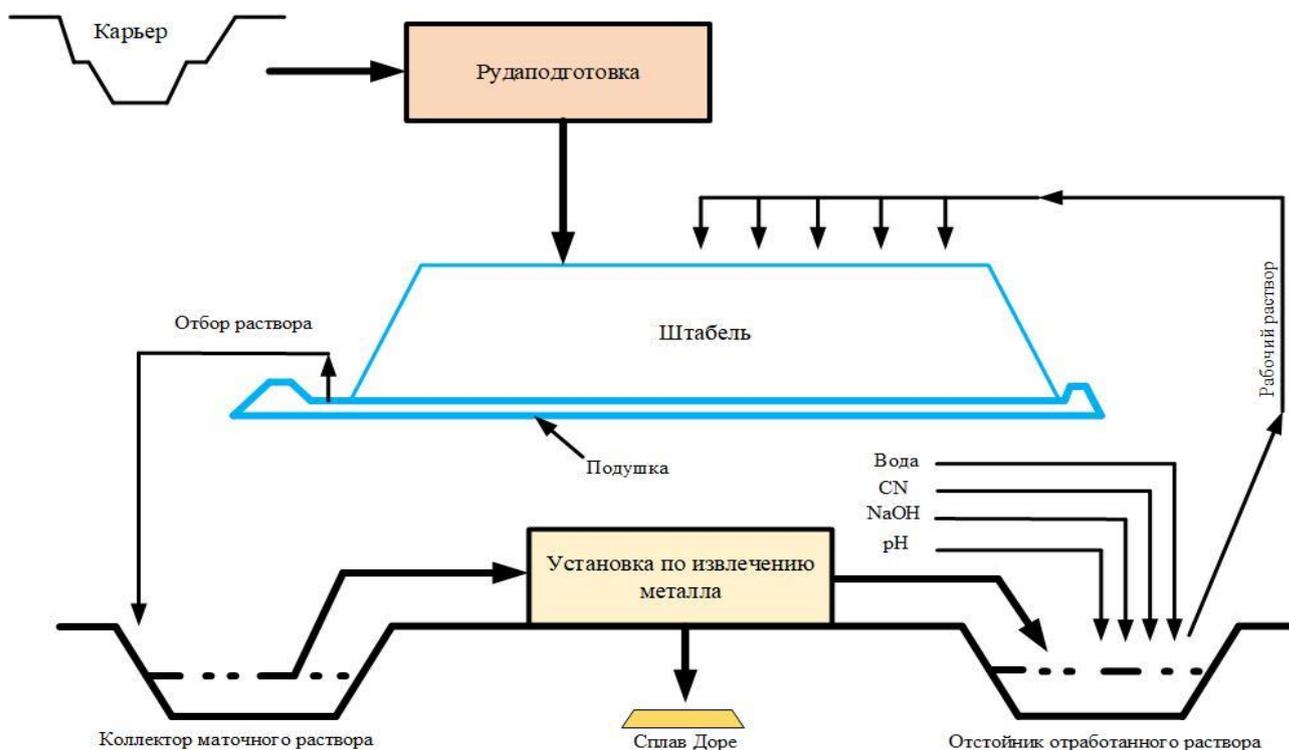


Рисунок 2 – Кучное выщелачивание золота

1.3 Использование в промышленности нецианидных растворителей золота и серебра

Более 115 лет современная металлургия золота основана на использовании цианидного метода, успешно применяемого в мировой практике и обеспечивающего получение порядка 80-90 % металла из руд коренных месторождений. Большую роль играет цианирование в технологии производства серебра и в технологии переработки комплекса золотосеребряных руд. Способы извлечения золота и серебра из руд и рудных концентратов при помощи щелочных цианидов обладают некоторыми технологическими и экономическими преимуществами. Металлургические технологии обладают благоприятными перспективами в плане дальнейшего совершенствования и развития. В Казахстане и за рубежом идут интенсивные работы по изучению возможной замены цианидов другими альтернативами.

В течении 10 лет в Ирриредмете исследовались различные растворители в сопоставлении с цианидами. При исследовании обращалось внимание на следующие факторы: кинетическая активность, селективность действия растворителей, их агрессивность по отношению к различным материалам, стоимость реагентов, возможность дальнейшего извлечения металла из растворов.

Результаты работ Ирриредмета в данном направлении подробно изложены в монографических изданиях института [48-49] и многочисленных журнальных статьях. Выполненные исследования по переработке ряда золотых руд простого вещественного состава (кварцевых, кварцево-сульфидных) показали, что ни один из таких растворителей не может конкурировать с щелочными цианидами ни с технологической, ни с экономической и экологической точек зрения. Данный вывод в полной мере соответствует и заключениям зарубежных специалистов.

Заслуживают внимания результаты исследований ученых Университета г. Пэрдью (штат Индиана, США), проведенные совместно с Институтом чистых производственных технологий и безопасных материалов (этого же города) и Агентством по охране окружающей среды США. Так, в процессе исследований, данными учеными проведено сопоставление с цианидами альтернативных выщелачивающих систем на основе гипохлорита натрия, бром-бромидных растворов, тиосульфата аммония, стабилизированного аммиаком, и серноокислых растворов тиомочевин (окислитель - сульфат железа (III)). Конечной целью исследований являлось установление возможности и целесообразности бесцианидной гидрометаллургической переработки золотосодержащих руд в условиях кучного выщелачивания (КВ). В качестве объекта для проведения экспериментов были использованы окисленные руды месторождения Cortez (США) при крупности дробления -9,5 мм с исходным содержанием золота 0,9 г/т. В процессе экспериментов оценивались извлечение золота в растворы, загрузка и расход реагентов, их стоимость, а также величина капиталовложений и эксплуатационные затраты на очистку сточных вод КВ до требуемых норм ПДК по каждому реагенту [50].

Результаты экспериментов и проведенных экономических расчетов, представлены в таблице ниже, не требуют особых комментариев и однозначно свидетельствуют в пользу цианидного процесса.

Таблица 2 – Сравнительные результаты выщелачивания руды различными растворителями [50].

Система выщелачивания	Расход реагентов, кг на 1 т руды	Степень растворения Au, %	Общая сумма затрат на обработку сточных вод, млн. долл.
Цианид (pH 10,5-11)	NaCN – 0,15 CaO – 0,55	73	22,0
Гипохлорит (pH 6,4-6,5)	NaOCl – 5,55 HCl – 3,25	68	605
Бром (pH 1,3-2,1)	Br ₂ – 2,85 H ₂ SO ₄ – 6,8	57	208
Тиосульфат (pH 9,4-9,5)	(NH ₄) ₂ S ₂ O ₃ – 14,5 NH ₃ – 2,0	37	242
Тиомочевина (pH 1,1-1,3)	CS(NH ₂) ₂ – 3,0 Fe ₂ (SO ₄) ₃ – 9,0 H ₂ SO ₄ – 48,0	57	194

Как подчеркивают сами авторы, анализ проведен в рамках данного исследования для конкретного сырья применительно к условиям КВ, поэтому результаты исследования не могут быть автоматически перенесены на другие участки. Особенно трудно цианидному выщелачиванию поддаются руды сложного состава, в связи с чем первоначально из таких руд выделяют концентраты в соответствии с фабричной технологией.

В последнее время интерес к гидрохлорированию вновь увеличился использовать с целью переработки упорных для цианирования углеродсодержащих руд и концентратов (фабрика Carlin в США и другие объекты), а также освоения технологии подземного выщелачивания золота [51].

По мнению автора, растворение золота йодсодержащими реагентами и использование их в промышленных целях представляется маловероятным.

До создания цианидной технологии впервые тиосульфаты (Na₂S₂O₃) применялись для извлечения серебра из руд в 1850 г., а промышленные испытания данного процесса проведены в Богемии (Чехия) в 1858 г. 30 лет назад, до создания цианидной технологии, было установлено, что наиболее легко в тиосульфатах растворяется хлорид серебра AgCl. Поэтому первым объектом для применения

тиосульфатного выщелачивания (ТСВ) явились огарки хлорирующего обжига серебряных руд, содержащие Ag именно в этой форме [52].

Золотосеребряные руды в качестве дополнения к гидрохлоринационной технологии были переработаны комплексно. Это связано тем, что в процессе хлоринационного выщелачивания в растворы извлекается только золото, а серебро в виде хлорида AgCl остается в хвостах. Комбинация гидрохлорирования и ТСВ обеспечивала необходимую комплексность использования сырья и оказалась экономически оправданной. Разработка совмещенной цианидной технологии и процесса ТСВ (так же, как и гидрохлорирование) в значительной мере утратила свое значение и в настоящее время фактически отсутствуют примеры их промышленного использования в золотодобывающей промышленности, что объясняется, главным образом, причинами экономического характера.

В соответствии с имеющимися научными разработками (в том числе и исследованиями Иргиредмета) удовлетворительные показатели извлечения золота и серебра в тиосульфатные растворы достигаются только при повышенных температурах ($80\text{ }^{\circ}\text{C}$ и выше) [53]. В этих условиях скорость растворения золота и, особенно серебра, значительно (в несколько раз) превышает таковую при осуществлении стандартного цианидного выщелачивания. Данный эффект в наибольшей степени проявляется при переработке сурьмянистых, медистых и некоторых других разновидностей упорного рудного золота. Большие энергетические затраты (на подогрев пульпы) в сочетании с повышенными расходами растворителя за счет термохимического разложения тиосульфата сводят на нет преимущества, связанные с более высокой кинетической активностью $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$. В дальнейшем, как показали исследования Иркутского политехнического института и некоторых других научных организаций, ТСВ может быть осуществлено и при более низких температурах при условии значительного разбавления пульпы (до Ж:Т=8÷10:1), увеличении концентрации растворителя, либо совмещения процесса выщелачивания с сорбционным извлечением золота и серебра из пульпы («сорбционное выщелачивание»). Однако эти технические приемы приводят к значительному удорожанию технологии ТСВ и делают ее неконкурентоспособной в сравнении с цианированием [54].

В последние годы активно изучаются возможности интенсификации тиосульфатного выщелачивания золото и серебряносодержащих руд за счет введения в пульпу аммиака и ионов меди (Cu^{2+}), выполняющей роль катализатора химических реакций растворения металлов в $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$; замены тиосульфата натрия на тиосульфат аммония $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$ и т.д. Проводятся полупромышленные и опытно-промышленные испытания по использованию тиосульфатов в процессах кучного выщелачивания золота (применительно к углистым рудам) [55] и в целях до извлечения так называемого «забойного золота» из отработанных горных выработок [56]. Не исключено, что в результате этих работ будут выявлены объекты, для которых процесс ТСВ окажется экономически (и экологически)

приемлемым. Однако ожидать, что этот процесс получит широкое применение в золотодобывающей промышленности, пока не приходится.

На основании представленных материалов может быть сделан вывод, что современная золотодобывающая промышленность и отраслевая наука располагают определенными возможностями в части создания бесцианидных гидрометаллургических процессов извлечения золота и серебра из рудного сырья. Некоторые из этих процессов уже сегодня готовы к промышленной реализации и заслуживают самого пристального внимания со стороны специалистов науки и производства. Важно отметить при этом, что выбор объектов для бесцианидной технологии должен определяться не ссылками на особую опасность для окружающей среды цианидного процесса (что, строго говоря, не соответствует фактическому положению дел [57], а прежде всего экономическими факторами, с учетом экологических требований к новым технологиям.

Не все технологические варианты, предполагающие использование нецианидных растворителей золота и серебра, могут претендовать на роль передовых гидрометаллургических процессов, которым в настоящее время является цианирование. Суть состоит в том, что цианидное выщелачивание остается долгое время основным базовым способом металлургической переработки золотосодержащих руд и определяет степень развития мировой и отечественной золотодобывающей промышленности.

1.4 Интенсификация процесса выщелачивания золота в присутствии различных химических реагентов

В связи химическими, минералогическими и физическими характеристиками породы, также гранулометрическим составом руд извлечение ценных металлов методом кучного выщелачивания редко достигает 70-80 %, а процессы и способы его интенсификации весьма перспективны и актуальны [31, с. 417; 32, с. 288; 33, с. 460], [58-60].

Увеличение добычи металла выщелачиванием подразумевает исполнение ряда организационно-технических работ, направленных на достижение наиболее быстрого и полного извлечения металла из руды.

Работы по увеличению показателей процесса выщелачивания направлены на полную или частичную нейтрализацию причин, вызывающих снижение скорости выщелачивания [33, с. 456-465; 61].

Распространены следующие способы интенсификации процесса выщелачивания [37; 61, с. 42]:

- механические, предусматривающие изменение напряженно-деформируемого состояния и дисперсного состава гетерогенной среды на основе нарушения равновесия действующих в массиве сил сцепления;
- физические, предусматривающие изменение состояния гетерогенной среды, в том числе агрегатного (твердого, жидкого, газообразного);
- химические, связанные с изменением состава веществ, составляющих гетерогенную среду, но без изменения ее состояния;

– биологические, основанные на каталитической роли микроорганизмов при растворении минералов и породы;

– комбинированные способы, при которых имеет место совместное действие физических, химических и механических факторов интенсификации процесса выщелачивания металлов.

Поведение золота при цианировании зависит от ряда причин, главной из которых является связь золота с рудами и породообразующими минералами, в которых золото может присутствовать как в свободном состоянии, так и в виде сростков с минералами. Каждое из этих состояний может повлиять на недоизвлечение золота при растворении и способствовать повышенному расходу реагентов [62-63].

Растворение золота связано с минералами, составляющими в цианидных растворах большое образование нерастворимых пленок соединений, пассивацией и блокированием поверхности крупинок золота. Для повышения скорости и интенсификации процесса выщелачивания золота используются различные химические реагенты и добавки [64].

По литературным источникам и опыту работы золотоизвлекательных фабрик очевидно, что для интенсификации процесса цианирования широко применяется использование различных химических реагентов.

Достоинством использования таких реагентов является их большая технологичность, простота применения, не требующая установки дополнительного оборудования либо замены оборудования налаженного технологического процесса [64, с. 296].

Известны работы по выщелачиванию золота щелочными цианидными растворами в присутствии кислорода или воздуха [36, с. 49; 65-70]. Так, при выщелачивании золотосодержащего сырья возможно применение пероксида водорода [10, 71-76], перманганата калия [77-80], персульфатов аммония и калия [78, с.50; 81-83], гипохлорита натрия [84-86] и др.

Авторы [11; 36, с. 49; 62, с. 70-73; 83, с. 69] констатировали тот факт, что для вскрытия частиц золота, ассоциированного с сульфидами металлов, можно использовать такие окислители, как пероксид водорода и другие реагенты. Также пероксид водорода добавляется непосредственно в выщелачивающий цианидный раствор.

Для увеличения растворения золота в цианидных растворах наряду с окислителями возможно применение различных галогенов, хлорида таллия, феррицианидов, пероксидов и персульфатов взамен кислорода.

По данным исследования [78, с. 50], результативность протекания реакции растворения золота доказана как термодинамическими расчетами, так и проведенными экспериментами. Самый естественный окислитель – это персульфат калия (натрия), обеспечивающий высокую скорость растворения золота в щелочных цианидных растворах и снижающий при этом расход цианида, что делает его практически приемлемым для применения в производственных условиях. Потребление персульфатов при пониженной температуре (3-4 °С) увеличивает скорость растворения благородных металлов в

10-15 раз по сравнению с чистыми растворами, содержание кислорода в которых находится в интервале 8-10 мг/л.

При цианировании достигается достаточное извлечение золота (до 87–95 %), однако этот реагент обладает некоторыми существенными недостатками: он малоэффективен при обработке золотосодержащего сырья в составе которого присутствуют вредные примеси, кроме того является весьма токсичным.

В ходе выщелачивания золота происходит чрезмерное окисление сульфидов, которое может привести к пассивации золота за счет формирования покрытий поверхности золота продуктами окисления [86, с. 179].

Авторы научных проектов [84, с. 136], изучая влияние перманганата калия на процесс цианирования золота, доказывают, что добавка перманганата калия в количестве 60-80 кг/т повышают эффективность извлечения золота из руды на 85 %.

В технологии цианирования золота для интенсификации процесса возможно применение таких реагентов, как соли свинца [87-88], висмута, таллия [89-90].

Установлено, что в цианидном растворе нитрат, сульфид и сульфат свинца, добавляемые к золоту, образуют гидроксидный слой на поверхности пирита, что приводит к уменьшению скорости взаимодействия пирита с цианидом и образованию пассивирующего сульфидного слоя на поверхности золота [91-93].

Для повышения эффективности процесса возможно также добавление в пульпу таких реагентов, как KMnO_4 , MnO_2 , $\text{CS}(\text{NH}_2)_2$ высокомолекулярных спиртов, алкилированных арилсульфонатов [94].

Работы авторов [95] показали благоприятное влияние лимонной кислоты на процесс цианирования. В своих исследованиях они наблюдали сокращение продолжительности процесса на 70 % и трехкратное уменьшение расхода цианида натрия.

Известно использование реагентов «NBA», «NBA-A», «К», «LeachAid», «LeachWell», являющихся смесями органических и неорганических солей натрия (93-99 %), нитрата свинца (1-5 %) и воды (до 5 %) [96-100].

Применение в качестве реагента-активатора гуминовых соединений и аминокислот в количестве 5 г/дм³ при переработке кварцево-карбонатной руды позволило получить 1-2,5 г/т золота, при этом извлечение составило 69 %. Сами гуминовые концентраты являются наиболее нетоксичными и дешевыми соединениями, технология их применения проста, а сырье для их производства доступно [99, с. 271].

При проведении цианирования с участием реагента-ускорителя возможно повышение скорости растворения золота и, соответственно, степени его извлечения, с сокращением времени выщелачивания [101, с. 42]. Тем не менее этим ускорителям присущи следующие недостатки: они разлагают циан-ионы и цианидные комплексы золота, что приводит к большим затратам дорогостоящего реагента растворителя – цианида натрия.

Рассматривая высокоэффективные реагенты-активаторы, ускоряющие процесс цианирования, можно заметить, что широкое применение в

промышленности этих реагентов сдерживается из-за их высокой стоимости, экологической опасности, высокого расхода цианида и реагентов [102].

В работах [103-106] для интенсификации процесса выщелачивания богатых золотосодержащих гравитационных концентратов использовалась уксусная кислота.

Анализ литературных источников, позволил сделать вывод, что среди интенсифицирующих реагентов наибольший интерес представляют пероксид водорода и органические соединения.

1.5 Выщелачивание малосульфидных руд с применением ультразвукового воздействия

Одним из важных исследований, привлекающих внимание научных работников и технологов при переработке золота, является применение ультразвука с целью интенсификации процессов переработки трудно вскрываемых руд. Такое внимание к использованию ультразвука связано с особенными явлениями, проявляющимися в виде ультразвуковых колебаний в жидкой среде. Большое значение уделяется явлениям, имеющим место в кавитационном поле, и физическим, химическим, физико-химическим процессам, происходящим в объеме жидкой фазы и в особенности на границах фазовых контактов в гетерогенных жидкотекучих системах.

В кавитационном поле может наблюдаться локальное повышение температуры на многие сотни градусов и давления на многие сотни атмосфер, кроме того возможно проявление микротурбулентных пульсаций в тонких слоях жидкости, соприкасающихся с твердыми частицами; также наблюдается быстрое продвижение жидкостей и газов внутри пористого пространства твердых частиц.

В этот период можно наблюдать микроскопические изображения ультразвука, во время которого происходит перемешивание фаз при помощи ультразвукового давления и звукового ветра. Все эти эксперименты имеют особое значение в обеспечении ускорения процесса выщелачивания кислотоупорных руд. Отсюда вытекает необходимость проведения лабораторных исследований в данной области.

Акустические колебания с частотой выше 20 кГц условно принято называть ультразвуковыми, от 15 Гц до 20 кГц - звуковыми, а ниже 15 Гц - инфразвуковыми. В молекулярной акустике используют гиперзвуковые колебания с частотой выше 1 ГГц, однако в звук химии их не применяют.

Как известно, растворение золота является главной целью процесса цианирования золотосодержащих руд и концентратов. Этот процесс является диффузионным, так как связан с переходом компонентов системы из одной фазы в другую. Причиной интенсивности этого процесса являются разность концентрации выщелачиваемого вещества в слое, примыкающем к поверхности твердой частицы (в диффузионном слое), и концентрация этого вещества во всем объеме жидкости.

В работах авторов [107-109] указано о возможности изменения характера диффузионного граничного слоя (непосредственно прилегающего к поверхности

частиц вещества), толщиной которого лимитируется скорость процесса цианирования, под влиянием ультразвука. Основными признаками применения ультразвука являются возникающие значительные турбулентные (микро-, макро-) потоки, кавитация, звуковое давление и некоторые другие. Надо отметить, что ультразвуковое воздействие способствует появлению большого количества микротрещин на поверхности золотосодержащих минералов. Растворение золота ускоряется под влиянием молекулярной диффузии, раствора циан-иона и кислорода, влияющего на проникновение вглубь минералов.

В научных работах [108, с. 15; 109, с. 97] описана ультразвуковая интенсификация процесса цианирования золотосодержащих руд. Исследователи отметили повышение степени извлечения золота на 2-6 %, серебра на 10-18 %, сокращение продолжительности выщелачивания на 6 часов во время применения гидроакустических, роторно-пульсационных аппаратов (РПА).

В работе автора [109, с. 98] для интенсификации процесса цианирования предложено применение акустических аппаратов типа жидкостных сирен. При использовании такого аппарата диффузионный фактор, вызванный пассивацией поверхности металла, прекращает лимитировать скорость процесса. В результате этого кратковременная акустическая обработка пульпы оказалась эффективнее непрерывного озвучивания.

В научной работе [110] эффективно используют применение ультразвука перед отмывкой глинистых пород золотосодержащего сырья до цианирования. Эксперименты показали, что в результате применения ультразвуковой обработки в 8-10 раз повысилась скорость дезинтеграции материала при содержании глины до 70 %. Цианирование руд позволило повысить степень извлечения золота на 3-5 %.

В работах [111-112] представлены результаты исследования ультразвуковой обработки россыпных месторождений в условиях естественного залегания. Установлено, что ультразвуковая обработка песков перед выщелачиванием способствует извлечению золота до 90- 99 %.

В работе [113] показана эффективность применения ультразвука при флотационном разделении золотосодержащего угля от хвостов золотоизвлекательной фабрики после процесса сорбционного цианирования.

Установлено, что ультразвук способствует до извлечения золота из хвостов на 34,3 %.

Известно, что эффективность ультразвука уменьшается с повышением щелочности раствора [114]. Данный факт подтвержден проведенными исследованиями по ультразвуковой обработке щелочной золотосодержащей пульпы и последующего цианирования с применением ультразвука [115]. Важно отметить, что в ходе проведения этих работ обнаружен отрицательный эффект, заключающийся в разрушении дорогостоящего цианида до цианата при совмещении процесса цианирования и ультразвукового озвучивания.

Несмотря на вышеизложенное, ультразвуковая интенсификация не нашла своего применения в производстве вследствие высоких затрат электроэнергии и отсутствия на практике ультразвуковых приборов высокой производительности.

Выводы по 1 разделу

Запасы Ирана по золоту составляют 340 тонн. В 2018 году появилась информация об обнаружении в районах Систан-Белуджистан, Курдистан, Западный Азербайджан и Южный Хорасан новых золотоносных месторождений. Данные запасы золота способны увеличить производство золота в стране на 40 тонн. Наиболее продуктивными по добыче золота являются золоторудные месторождения Зарашуран, месторождения Чах-Баг Чах-Зард, месторождения Калькала в Северо-Западном и Сари Гунай. С 2014 года в Иране на месторождении Сари-Гунай запущен завод по технологии кучного выщелачивания золота (ТОО «Eurasia metals company»).

Интенсификация процесса цианидного выщелачивания золотосодержащего сырья может быть достигнута применением ультразвукового воздействия, способствующего повышению скорости растворения и степени извлечения золота на 2-6 %, сокращению продолжительности выщелачивания с 6 до 18 часов.

Анализ информационных источников в области кучного выщелачивания золота позволяет сделать вывод о том, что применение эффективных реагентов-окислителей и реагентов для растворения сульфидных минералов приведет к интенсификации процесса выщелачивания золота из золотосодержащего сырья, будет отличаться экономической доступностью и значительно снизит вредное воздействие на окружающую среду. Продолжительность процесса выщелачивания, в свою очередь, повышает скорость и степень извлечения ценного металла в продуктивные растворы, что крайне важно в технологии производства золота. Ацетат натрия обладает всеми свойствами карбоновых кислот, данный реагент растворения сульфидных минералов является типичным растворителем, хорошо взаимодействующим с сульфидными минералами в щелочной среде. Наряду с этим ацетат натрия активен в отношении некоторых соединений металлов, образующих легкорастворимые ацетаты. Необходимо подчеркнуть, что ацетат натрия является наиболее дешевым реагентом и экологически безопасным соединением, используемым в ряде промышленности, в том числе и пищевой. В свою очередь, в качестве реагента-окислителя для обработки и вскрытия частиц золота, ассоциированных с сульфидами металлов предлагается использовать пероксид водорода, причем растворы пероксида водорода рекомендуется добавлять непосредственно в выщелачивающий цианидный раствор.

2 ОСНОВНЫЕ МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ

2.1 Характеристика исходной пробы золоторудного месторождения Сари-Гунай

Для исследований использована золотосодержащая руда месторождения Сари-Гунай, Исламская Республика Иран. Месторождение расположено в провинции Курдистан. Разработка технологии извлечения золота из золотосодержащей руды, месторождения Сари-Гунай является приоритетной задачей производства.

Цель проводимых исследований - изучение возможности извлечения золота из малосульфидной руды методом кучного выщелачивания с применением интенсифицирующих реагентов.

Фотография исходной пробы золотосодержащей руды приведена на рисунке 3.



Рисунок 3 – Общий вид руды месторождения Сари-Гунай

Для проведения исследований использовали 100 кг руды месторождения Сари-Гунай. Проба была разделана по стандартной методике – перемешиванием по методу «кольцо-конус», сокращением методом квартования и отбором проб методом квадратования для дальнейших анализов и опытов.

Использованная схема подготовки руды к исследованиям приведена на рисунке 4.

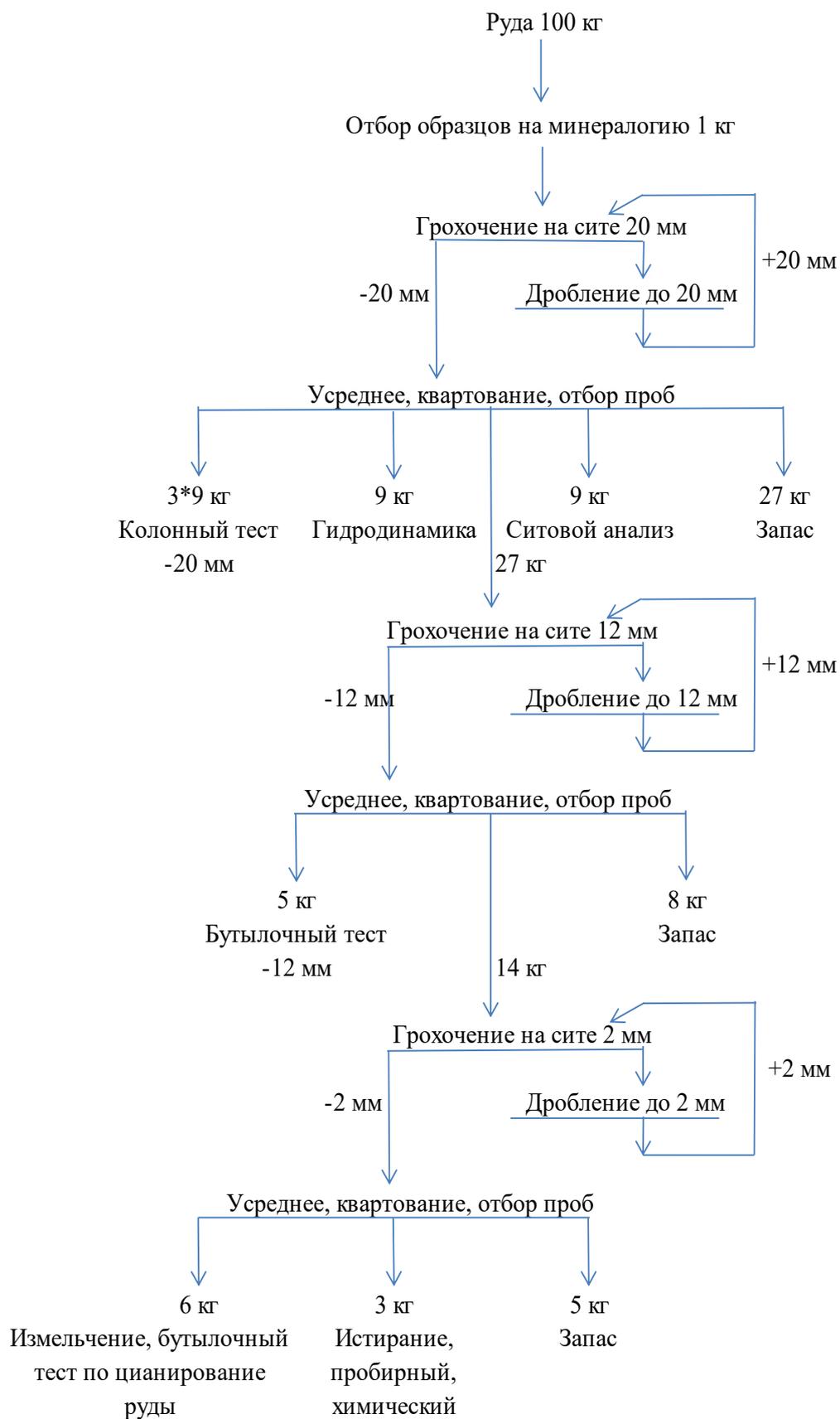


Рисунок 4 – Схема подготовки руды к исследованиям

Задачу исследований заключались в выполнении пробирно-гравиметрического анализа на содержание золота и серебра, химического анализа на содержание основных компонентов, спектрального полуколичественного атомно-эмиссионного анализа на содержание элементов, рентгендифрактометрического анализа для количественного определения рудных и нерудных минералов, а также минералогических исследований [116-118].

Для выполнения пробирного, химического и спектрального анализов из дробленной руды крупности -2 мм отобрано 5 проб, каждая массой по 120 г, далее пробы измельчались до крупности -0,074 мм. Содержание класса -0,074 мм в пробах после измельчения составляло 90 %. В таблицах 3-4 приведены результаты вышеуказанных анализов.

Таблица 3 – Результаты пробирно-гравиметрического анализа усредненной пробы руды

Номер параллельных анализов	Содержание золота в пробах, г/т
1	3,05
2	2,93
3	2,80
4	2,85
5	2,88
Среднее содержание	2,90

Таблица 4 – Химический состав золотосодержащей руды месторождения Сари-Гунай

Компоненты	Содержание, %	Компоненты	Содержание, %
Ni	0,0003	Al ₂ O ₃	19,70
Zn	0,0082	SiO ₂	61,40
Cu	0,009	TiO ₂	0,49
Pb	0,108	MgO	0,80
Mn	0,0005	CaO	0,31
Cr	0,0013	P ₂ O ₅	0,21
Co	0,0003	Fe _{общ.}	2,67
Mo	0,0001	Fe _{ок.}	0,44
Hg	0,0025	Fe _{S.}	2,23
As	0,11	S _{общ.}	1,48
Sb	0,0563	S _{сульфидная}	0,73
K ₂ O	7,30	S _{сульфатная}	0,75
Na ₂ O	1,34	Степень окисления серы	50,70

Как видно из данных таблиц, основным промышленно ценным компонентом руды является золото. Остальные металлы промышленного значения не имеют вследствие их малого содержания. Массовая доля общей серы составляет 1,48 %, в том числе сульфидной – 0,73 %. По содержанию сульфидной серы руда относится к категории малосульфидной, по степени окисления серы (50,7 %) – к категории окисленных руд. Особенностью породы является незначительное содержание железа, общее количество которого составляет 2,67 %, причем его основную долю составляет сульфидное железо (2,23 %), в основном связанное с пиритом [116, с. 7; 117, с. 60-61; 118, с. 6].

Рентгенодифрактометрический анализ средних проб выполнен на дифрактометре ДРОН-4 с Cu –излучением с применением графитового монохроматора. Условия съемки дифрактограмм следующие: $U=35 \text{ kV}$; $I=20 \text{ mA}$; шкала: 2000 имп.; постоянная времени 2 с; съемка θ - 2θ ; детектор 2 град/мин.

Идентификация минеральных фаз по данным рентгенодифрактометрического анализа приведена на рисунке 5, результаты расчета количественного соотношения рудных и породных минералов даны в таблице 5.

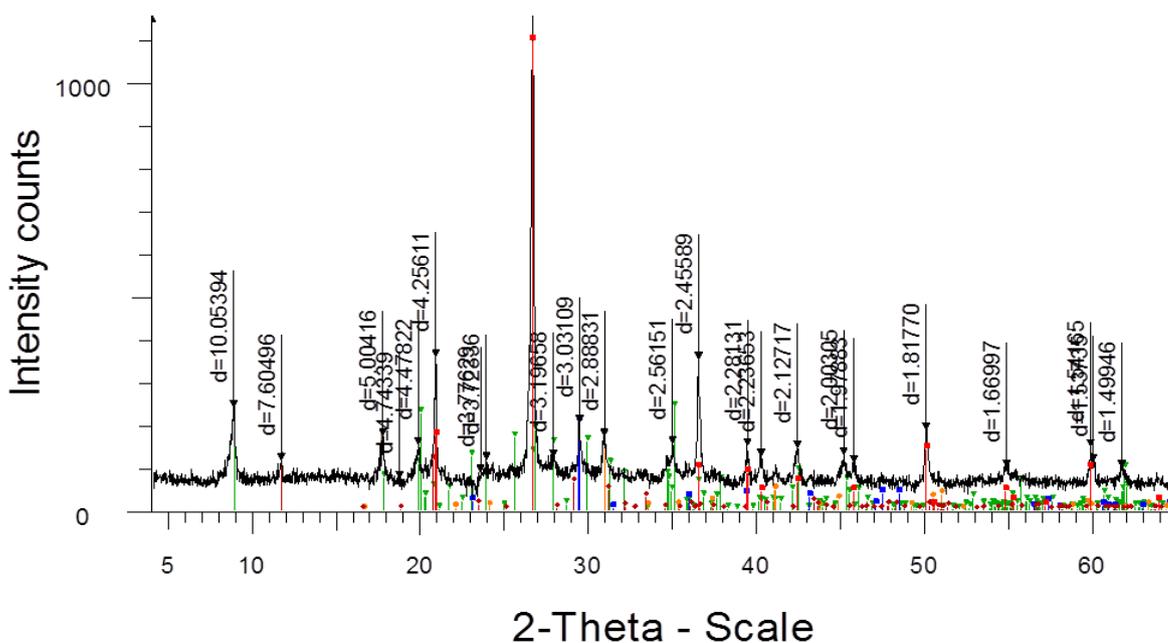


Рисунок 5 – Дифрактограмма пробы руды месторождения Сари-Гунай

Таблица 5 – Минералогический состав золотосодержащей руды месторождения Сари-Гунай

Минералы, группы минералов	Массовая доля, %
Породообразующие	
гидрослюда	28,0
ортоклаз	30,0
плаггиоклаз	6,0
кварц	23,0

Продолжение таблицы 5

Минералы, группы минералов	Массовая доля, %
Породообразующие	
биотит	2,0
каолинит	1,0
хлорит	1,0
гипс	<1,0
Рудные	
ярозит	2,0
магнетит, гематит	1,0
гидроксиды железа	<2,0
скородит	2,0
киноварь	Единичные знаки
метоциноворит	Единичные знаки
Сульфиды	
пирит	1,0
арсенопирит	Единичные знаки
галенит	Единичные знаки
Итого:	100,0

По результатам, приведенным в таблице 5, видно, что руда на 91 % сложена породообразующими минералами. По массовой доле среди них преобладает ортоклаз, значительную долю составляет гидрослюда – 28 % и кварц – 23 %. Сопутствующие рудные минералы – гидроксиды железа, гематит и скородит, составляющие в средней пробе порядка 7,0 %. Доля сульфидных минералов находится в пределах 1 % и менее. Практически 99 % из них составляет пирит. Такие минералы, как пирит, арсенопирит, галенит фиксируются в тяжелых фракциях в редких и единичных зернах [116, с. 8; 117, 61-62; 118, с. 6].

В составе пород установлены окварцованные трахиты, стекловатые и кристаллические разновидности (рисунок 6), а также катаклазиты этих пород (рисунок 7) [38, с. 25]. Вкрапленники представлены биотитом с размером чешуек 0,5-0,7 мм. Основная масса породы тонкозернистая и состоит из ортоклаза. По ортоклазу в небольшой степени развивается альбит. Пространство между выделениями ортоклаза выполнено разномзернистым кварцем.

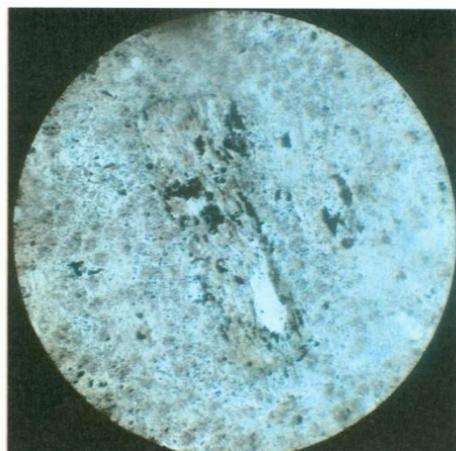
Порода пересечена микропрожилками кварца, иногда с включениями мелких выделений ксеноморфных зерен пирита, общее количество которых менее 1 %, редких вкрапленных выделений арсенопирита и галенита.

Часть зерен пирита замещена ярозитом, содержание которого в породе составляет около 2 %.

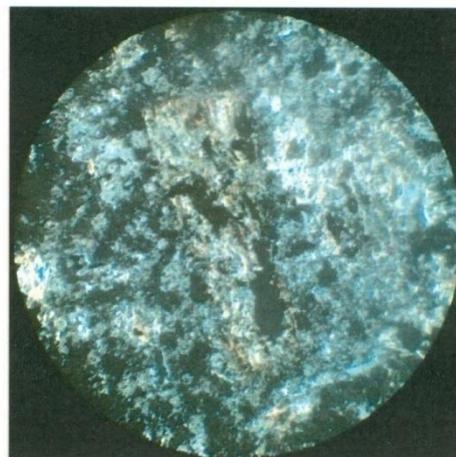
В стекловатых разновидностях пород по обломкам и вкрапленникам калишпата развивается гидрослюда, основная масса породы представлена изотропным

вулканическим стеклом. По основной массе развивается вкрапленность пирита размером 0,02-0,05 мм.

Обломки пород затронуты гипергенными процессами. Кроме ярозита по пириту в породе по трещинам и пустотам развиваются гидроксиды марганца и железа.



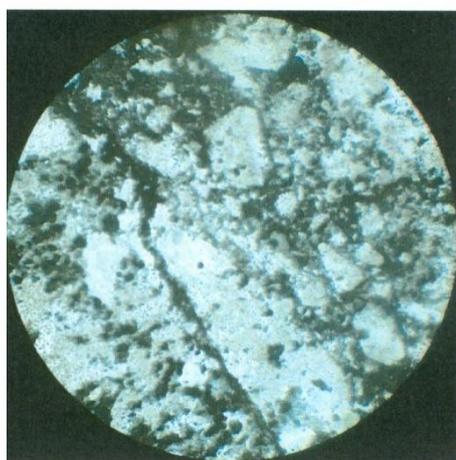
а



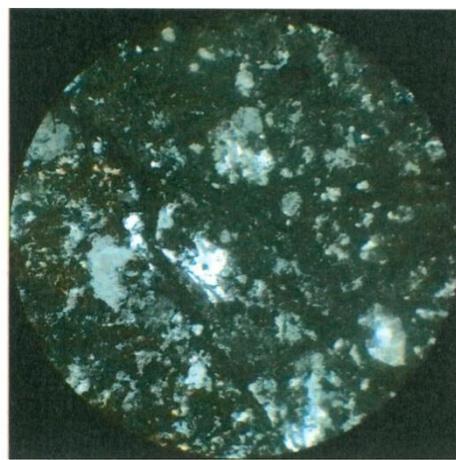
б

а – Николи параллельны, б – Николи скрещены, увел. 50

Рисунок 6 – Окварцованный трахит с вкрапленником биотита, замещенного гидрослюдой



а



б

а – Николи параллельны, б – Николи скрещены, увел. 50

Рисунок 7 – Катаклазированный окварцованный трахит в цементе – вулканическое стекло

По данным электронно-зондового анализа, выполненного на электронном микроанализаторе марки JEOL JXA-8230 Electron Probe Microanalyzer золото в руде присутствует в виде тонких (микронных) включений в скородите (рисунок

8 и 9), гидроксидах железа и кварце (рисунок 10). Для самого «большого» зерна золота, около $15 \times 5 \mu\text{m}$ (рис. 8), была возможность определить истинный состав золота (%): Au – 87,18, Ag – 9,31, Fe – 3,51. Анализы выполнялись в режимах СОМРО (изображение в обратно-рассеянных электронах), SEI (изображение во вторичных электронах), EDS (энерго-дисперсионная спектроскопия, характеристическое рентгеновское излучение) [116, с. 8-9; 117, с. 62].

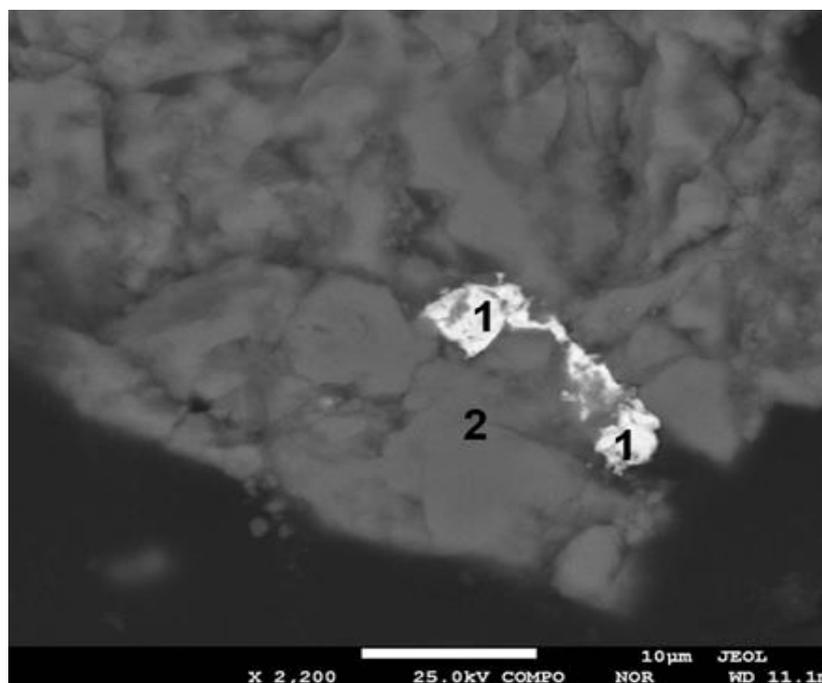


Рисунок 8 – Золото (1) в скородите (2), размер золотин $15 \times 5 \mu\text{m}$.
Режим СОМРО, увел. 2200

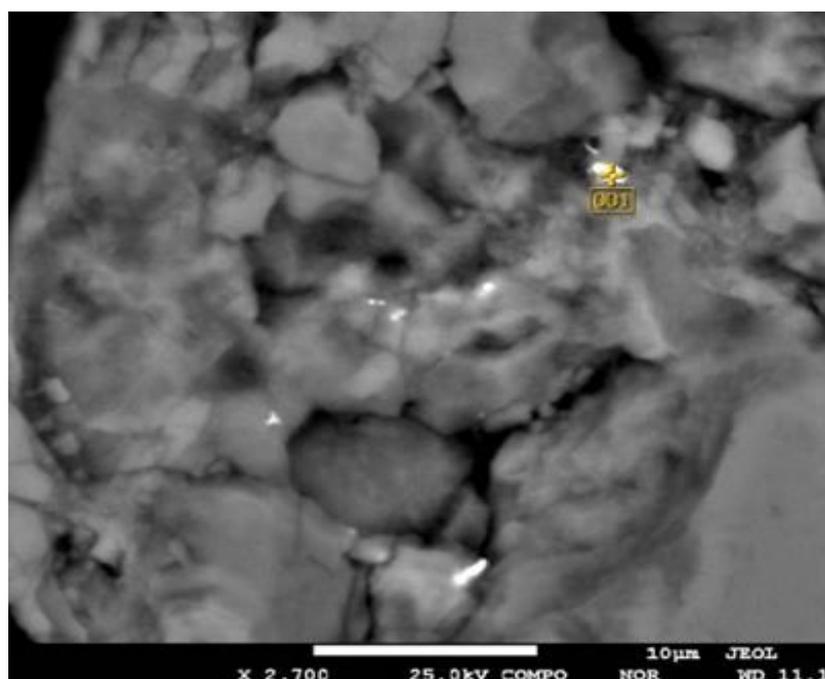


Рисунок 9 – Золотина в скородите, размер золотин $1 \mu\text{m}$. Режим EDS, увел. 2700

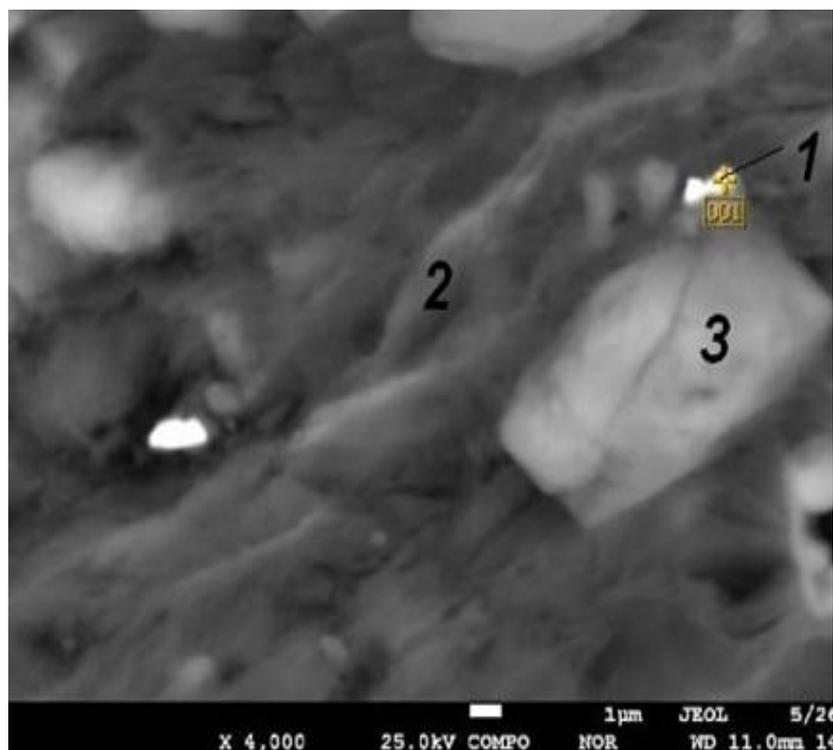


Рисунок 10 – Золото (1) в гидроксидах железа (2) и кварце (3), рядом скородит, размер золотин 1-1,5 µm. Режим EDS, увел. 4000.

Оксиды, гидроксиды железа и скородит в пробе присутствуют в виде тесных сростаний. Они образуют чаще полные псевдоморфозы по пириту, сохраняя его кубический габитус, реже с редкими реликтами первичных минералов размером 0,003-0,03 мм. Также эти соединения образуют колломорфные структуры в сростании с нерудной массой. Анализ скородита (%): As – 14,01, Fe - 41,03, O – 43,30, H – 1,66. Эти минералы являются концентраторами тонкодисперсного золота.

Для выявления размеров свободного золота применялся атомно-эмиссионный сцинтилляционный анализ [38, с. 28]. Сцинтилляционным анализом установлены удельный вес и размеры золотин в руде (таблица 6).

Таблица 6 – Результаты сцинтилляционного анализа пробы руды

Исследуемый образец	Доля золотин, % по размерам, мкм				
	3	6	10	15	20
Руда месторождения «Сари-Гунай»	45,2	32,3	6,5	9,5	6,5

2.1.1 Краткая характеристика рудных минералов

Золото в средней пробе руды в аншлифах и брикетах минералогическими методами не встречено, но по анализу его содержание составляет 2,90 г/т. Скорее всего, как было сказано выше, оно концентрируется в виде дисперсных образований в сульфидах, магнетите, пирите, скородите и гидроксиде железа.

Скородит является вторичным минералом, образуемым в зоне окисления месторождений, где присутствует арсенопирит.

Ярозит в прозрачных шлифах имеет оранжево-бурую окраску и часто имеет кубические, пяти- и шестигранные очертания, агрегаты зернистые, ассоциируется с оксидами железа.

Магнетит, гематит составляют в средней пробе около 1 %. Из них преобладающим является магнетит. Во всех разновидностях пород он является акцессорным минералом и образует более или менее равномерную тонкодисперсную вкрапленность. Реже наблюдаются его более крупные ксеноморфные индивиды с размером зерен в десятые доли мм.

Гидроксиды железа составляют в пробе около 2 % и отмечаются в одном из аншлифов пигментированной в бурый цвет породы. Ими сложены отдельные редкие образцы, где они присутствуют в виде сплошных масс и частичных или полных псевдоморфоз по пириту.

Арсенопирит обнаружен в единичных зернах, в брикетах из тяжелой фракции.

Пирит в средней пробе составляет около 1 %. Минерал присутствует в кристаллах, имеющих в основном кубический габитус, неправильной формы зернах и их агрегатах. Пирит также, как и арсенопирит, ассоциирует с рудными и породообразующими минералами и золотом. Характер сростания пирита и арсенопирита нередко имеет сложный рисунок, когда пирит наблюдается в реликтовых остатках. Прожилки пирита имеют мощность 0,5-1,0 мм, вкрапленность размером от 0,007 до 0,2 мм. В некоторых породах пирит образует неравномерно рассеянную вкрапленность идиоморфных метакристаллов с тетрагональными сечениями зерен (кубы) размером 0,07-0,2 мм, а также агрегаты гипидиоморфных и ксеноморфных зерен размером 0,2-0,5 мм.

Галенит обнаружен в единичных зернах в брикетах из тяжелой фракции.

2.2 Характеристика исходных реагентов

В работе для растворения сульфидных минералов в качестве реагента-окислителя использовали пероксид водорода и ацетат натрия.

Пероксид водорода (H₂O₂) представляет собой более бесцветную (бледно-голубую) вязкую жидкость. Чистый пероксид водорода вполне неустойчив, он обладает способностью к самопроизвольному разложению со взрывом. В окислительно-восстановительных реакциях пероксид водорода может проявлять как окислительные, так и восстановительные свойства, в зависимости от условий. Это связано с тем, что два атома кислорода в молекуле H₂O₂ находятся в промежуточной степени окисления -1. Стоит отметить, однако, что наиболее характерными для пероксида водорода являются окислительные свойства. Восстановителем пероксид водорода может быть только в реакциях с сильными окислителями.

Пероксид водорода проявляет более слабые кислотные свойства (Ka=1.78·10⁻¹²) и диссоциирует по двум ступеням:



Пероксид водорода (H_2O_2) является чуть и более сильной кислотой, чем вода. Пероксиды металлов и аммония можно рассматривать как "соли" этой слабой кислоты. В присутствии щелочи кислотно-основное равновесие в растворе смещается в сторону образования гидропероксид-ионов OON^- .

Ацетат натрия (CH_3COONa) – натриевая соль уксусной кислоты, кристаллы со слабым соленым вкусом и уксусным запахом, производятся и применяются в промышленных масштабах. Ацетат натрия хорошо растворим в воде, он является сильным электролитом, в водном растворе диссоциирует полностью и необратимо:



В этом случае в раствор переходят катионы натрия и ацетат-ионы. Катионам натрия соответствует щелочь NaOH , которая в водном растворе также диссоциирует полностью и необратимо. Ацетат-анионам соответствует уксусная кислота CH_3COOH , являющаяся слабой кислотой. Молекулы уксусной кислоты будут образовываться в растворе путем взаимодействия анионов кислоты с молекулами воды:



Гидролиз ацетата натрия – обратимый процесс, в котором участвуют ацетат-ионы и молекулы воды. Сущность этого процесса отражает ионное уравнение реакции, из которого хорошо видно, что при гидролизе аниона кислоты в растворе образуются гидроксид-ионы, в результате чего раствор становится щелочным.

В процессе изучения влияния пероксида водорода и ацетата натрия на выщелачивание золота цианидными растворами были использованы разные концентрации данных реагентов.

2.3 Методы анализа и исследований

Пробирно-гравиметрический анализ исходной руды осуществляли в лаборатории Zarkuh mining company (ИРИ). Выполнению анализа предшествовал целый ряд манипуляций. Первоначально взвешивалось необходимое количество реагентов, далее определенную массу руды, пробы и реагенты тщательно смешивали и помещали в огнеупорный шамотный тигель. Тигель с шихтованной рудой переносился в плавильную печь, где осуществлялся процесс плавки при температуре 1000°C . По окончании плавки расплав выливался в изложницу и после охлаждения свинцовый сплав (веркблей) отделялся от шлака. Далее свинцовый сплав отковывали в кубик и подвергали

купеляции. Полученный в результате купеляции королек подвергли растворению в разбавленной азотной кислоте. Образовавшийся после растворения продукт взвешивали и рассчитывали массовую долю золота в нем. Также гравиметрическим методом определяли фазовый состав серы (сера сульфидная, сера сульфатная, сера общая) в исходной пробе. Пробирный анализ является основным методом определения содержания золота и серебра в твердых материалах. Основной операцией пробирного анализа является плавление, которое осуществлялось в специализированных лабораторных печах.

Методы титриметрического анализа определяли концентрацию цианида в растворе и содержание железа в исходной пробе. Метод основан на титровании железа раствором трилона Б после предварительного выделения железа в виде гидроксида. Титриметрический рабочий стол, используемый для выполнения соответствующих исследований, приведен на рисунке 11.



Рисунок 11 – Рабочий стол для титрования

Атомно-абсорбционный спектрометр предназначен для определения количественного содержания металлов в растворах их солей в природных водах, в промышленных сточных водах, в растворах – минерализатах консистентных продуктов, технологических и прочих растворах по атомным спектрам поглощения и испускания с использованием пламенной атомизации. Анализируемый раствор через всасывающий капилляр попадает в пневматический распылитель (пульверизатор), после которого в виде аэрозоля

(взвеси капле диаметром до 10 мкм) вводится в пламя горелки. В пламени происходит испарение жидкости с растворенными в ней солями и атомизация (образование нейтральных атомов) определяемого элемента. После прохождения паров луч перенаправляется в монохроматор, далее он переходит на приемник, где регистрируется уровень излучения. Химический анализ проб и растворов определяли на атомно-абсорбционном спектрометре (Квант, Россия) с пламенным атомизатором.

Все анализы на каждый элемент осуществляли по атомным спектрам поглощения. Рабочий диапазон волн спектрометра Квант находится в пределах 190- 860 нм. Метод позволяет определить содержание почти 50 элементов Периодической системы.

Для достоверности полученных результатов применялся также метод атомно-эмиссионной спектрометрии, осуществляемый на атомно-эмиссионном спектрометре с индуктивно-связанной плазмой Agilent Technologies 700 Series ICP-OES (в лаборатории НЦ «КПМС» РК). Условия проведения анализа: температура комнаты 23 °С, относительная влажность воздуха 59 %. ICP-эмиссионная спектрометрия использует плазму с температурами до 10000 К. Эта высокая температура сосредоточена в очень малом объеме, порядка $\sim 5 \text{ см}^3$. Проба вводится в эту плазму в виде аэрозоля. Маленькие капли аэрозоля высыхают, расплавляются, испаряются и атомизируются или ионизируются. Во время этого процесса аналитический канал плазмы, через который протекает проба, охлаждается до температуры приблизительно 6000-7000 К. Атомы и ионы находятся в возбужденном состоянии и излучают свет при таких высоких температурах. Свет раскладывается оптикой прибора по длинам волн (цветам), интенсивность на которых позволяет определять концентрации. Детектор используется для измерения интенсивности эмиссионной линии и ее спектрального окружения. Рабочий диапазон длин волн спектрометра колеблется в диапазоне 160-900 нм.

Рентгенодифрактометрический анализ исходных проб выполнен на автоматизированном дифрактометре ДРОН-4 с $\text{Cu}_{K\alpha}$ – излучением, β -фильтр. Условия съемки дифрактограмм: $U = 35 \text{ кВ}$; $I = 20 \text{ мА}$; шкала – 2000 имп.; постоянная времени – 2 с; съемка θ - 2θ ; детектор 2 град/мин. Метод основан на идентификации дифрактограмм различных кристаллических фаз, присутствующих в изучаемом теле. Вид дифрактограммы зависит от химического состава и структуры вещества, поэтому различные кристаллические материалы дают дифракционные картины, различающиеся расположением, количеством и интенсивностью линий.

Рентгенофазовый анализ на полуколичественной основе был выполнен по дифрактограммам порошковых проб с применением метода равных навесок и искусственных смесей. Определялись количественные соотношения кристаллических фаз. Интерпретация дифрактограмм проводилась с использованием данных картотеки ICDD: база порошковых дифрактометрических данных PDF2 (Powder Diffraction File) и дифрактограмм

чистых от примесей минералов. Для основных фаз проводился расчет содержаний составляющих.

Для рентгеноспектрального микроанализа использовали методику, позволяющую с помощью электронного микроскопа или специального электронно-зондового микроанализатора получить информацию о химическом составе образца в произвольно выбранном участке микроскопических размеров. Электронно-зондовый микроанализатор марки JEOL JXA-8230 ElectronProbeMicroanalyzer, Япония, использованный в работе представлен на рисунке 12.



Рисунок 12 – Электронно-зондовый микроанализатор марки JEOL JXA-8230

Измерение величины pH среды проводили с помощью универсального лабораторного иономера Inolab «pH-7110» для рутинных измерений с воспроизводимыми результатами измерений и повышенной точностью измерений (рисунок 13). Настройку приборов производили по буферному раствору, точность определения pH составляла $\pm 0,005$ единиц.

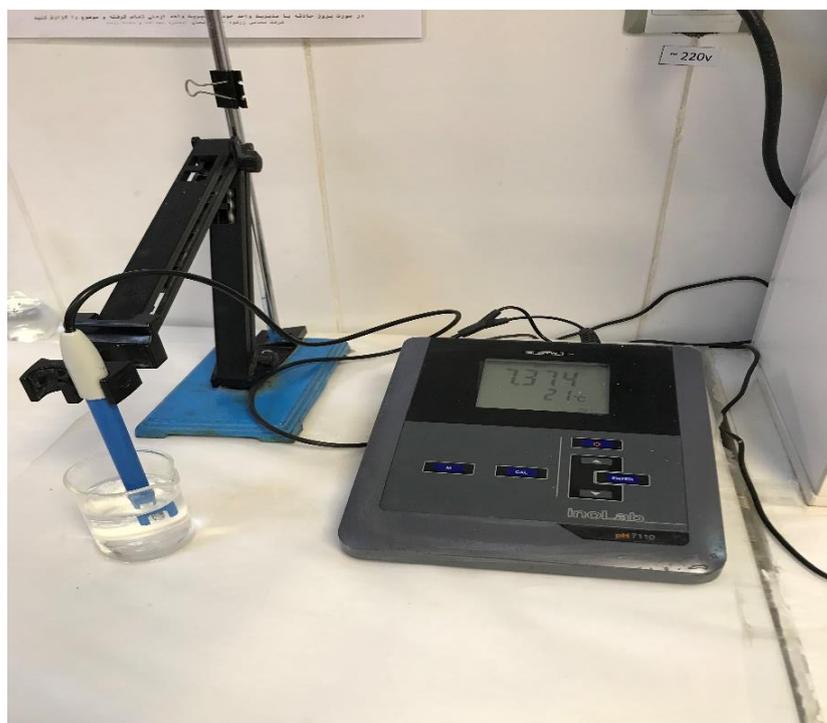


Рисунок 13 – Лабораторный рН-метр Inolab «рН-7110»

Мониторинг загрязнения атмосферного воздуха осуществлялся помощью системы автоматической сигнализатора синильной кислоты (ССК-4), который при завышении концентрации синильной кислоты (HCN) в воздухе выше норм предельно допустимая концентрация ($0,3 \text{ мг/м}^3$) подает световые и звуковые сигналы. Сигнализатор представлен на рисунке 14.



Рисунок 14 – Сигнализатор синильной кислоты ССК-4

Взвешивание материалов и реагентов осуществляли на весах марки Sartorius, Practum 612-1ORU (Германия), характеризующихся высоким уровнем воспроизводимости и показанием с точностью $\pm 0,0001$ г (рисунок 15).



Рисунок 15 – Лабораторные весы Sartorius, Practum 612-1ORU

Все результаты измерений и исследований получены при использовании приборов и средств измерений, прошедших аккредитации и метрологические поверки.

Выводы по 2 разделу

Представлены и описаны методики проведения исследований и детального анализа состава исходных золотосодержащих руд месторождения Сари-Гунай для выполнения основной цели диссертационной работы - интенсификации процесса кучного выщелачивания с использованием пероксида водорода и ацетата натрия и повышения скорости растворения и извлечения золота. Выбраны необходимые для проведения работы оборудование, приборы, материалы и различные реагенты.

3 ПОДГОТОВКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ К ЦИАНИДНОМУ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ

3.1 Технологические исследования кучного выщелачивания золотосодержащего сырья месторождения Сари-Гунай

При выполнении технологических исследований последовательно определяли следующие характеристики исследуемых материалов:

- физические характеристики руды: насыпная масса руды различной крупности, влажность руды в поставленной пробе, угол естественного откоса руды, график измельчения дробленной руды крупностью -2 мм;
- ситовые характеристики дробленной руды с определением содержания золота в различных классах крупности и распределения золота по классам крупности;
- рациональный анализ пробы руды на золото;
- стандартные бутылочные тесты цианидного выщелачивания золота из дробленной руды крупности -2 мм и измельченной до крупности -0,071 мм руды;
- перколяционные характеристики неоккомкованной руды;
- стандартные колонные тесты по кучному выщелачиванию золота из дробленной руды крупности -20 мм с последующей сорбцией растворенного золота активированным углем и оборотом обеззолоченных растворов;
- ситовые характеристики хвостов выщелачивания неоккомкованной руды с распределением золота по классам.

3.2 Физические и ситовые характеристики дробленной руды

Физические характеристики дробленной руды определены по стандартным методикам. Результаты определений, рассчитанные по трем измерениям, приведены в таблице 7.

Таблица 7 – Физические характеристики дробленной руды

Наименование показателей	Единица измерения	Показатели
Удельная масса дробленной руды крупностью -2,0 мм	т/м ³	2,75
Влажность руды в представленной пробе	%	0,20
Насыпная масса дробленной руды: -20 мм	т/м ³	1,58
Угол естественного откоса руды при крупности-20 мм	градус	37

Ситовой анализ дробленной руды приведен в таблице 8 и рисунке 16.

Таблица 8 – Результаты мокрых ситовых анализов дробленой руды

Класс крупности, мм	Выход класса,		Содержание золота, г/т	Распределение золота, %
	г	%		
Руда -20 мм				
-20+12	1308	14,53	3,41	16,23
-12+5	2522	28,03	3,25	29,83
-5+2,5	2328	25,87	2,98	25,24
-2,5+1	903	10,03	2,83	9,30
-1+0	1939	21,54	2,75	19,40
Итого	9000	100	3,04	100

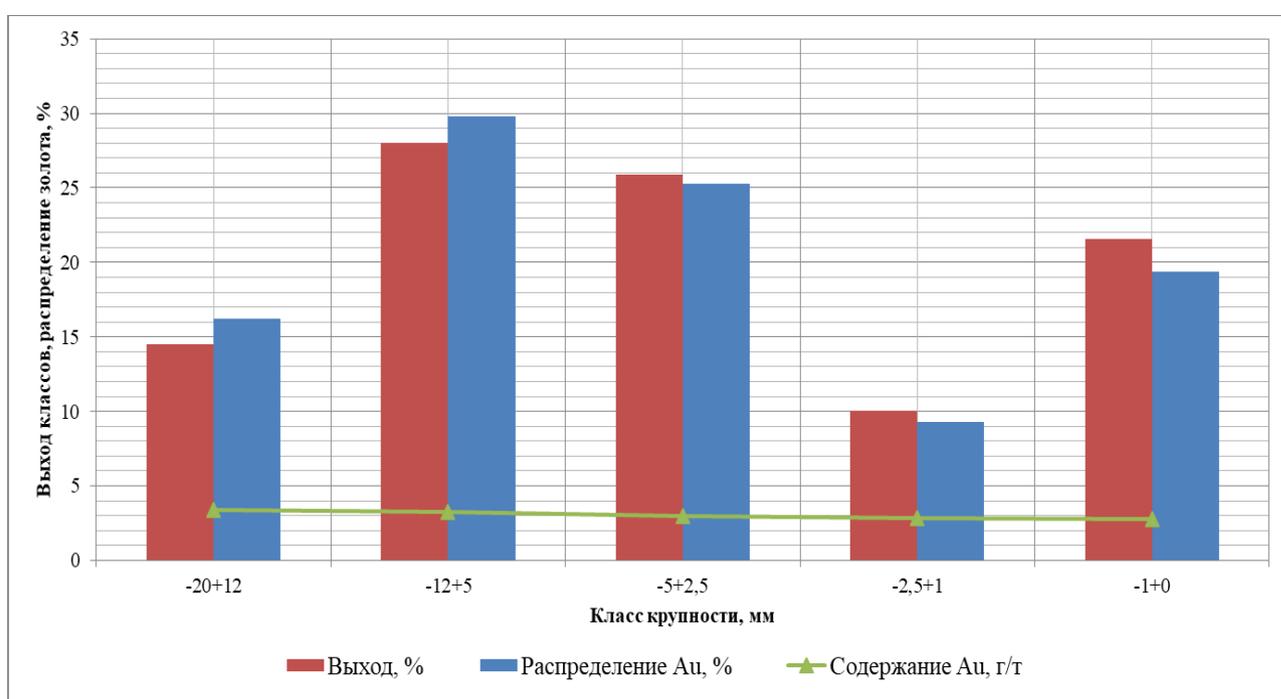


Рисунок 16 – Гранулометрическая характеристика руды

Среднее расчетное содержание золота в руде по результатам ситовых анализов составляет 3,04 г/т, что хорошо согласуется с результатами пробирного анализа (2,90 г/т).

Из таблицы 8 видно, что в исследуемой пробе золото распределено равномерно, но в основном наибольшее содержание золота - 3,41 г/т наблюдается в классе -20+12 мм, 3,25 г/т содержания золота наблюдается в классе -12+5 мм. В остальных классах крупности золото распределено сравнительно равномерно (2,75-2,98 г/т).

Известно, что при кучном выщелачивании золота большое внимание уделяется проницаемости щелочного цианидного раствора через слой уложенной в штабель руды. Считается, что при содержании в руде класса -2,5 мм в количестве 15 % и более возникают проблемы при просачивании раствора

через слой руды. В дробленой руде (-20 мм) содержание класса крупности -2,5 мм составляет 10,03 %. В этой связи можно с большой уверенностью констатировать, что дробленая руда крупностью -20 мм может быть использована в процессе кучного выщелачивания без предварительного окомкования со связующим.

3.3. Фазовый анализ руды

Изучение фазового анализа пробы руды выполнялось на навеске массой 1 кг исходной крупности 90 % класса минус 0,074 мм по стандартной методике.

Определены следующие формы нахождения золота: в сростках (цианируемое), извлекаемое цианированием после обработок в соляной и азотной кислотах, а также тонковкрапленное в породообразующие минералы.

Результаты проведенного фазового анализа (таблица 9) показали, что в доступной для цианирования форме находится 63,28 % золота. В упорной, не доступной цианированию, форме присутствует 16,07 % золота, большая часть которого (10,49 %) связана с карбонатами и гидроксидами железа, а остальное распределено между сульфидными и породообразующими минералами.

Таблица 9 – Фазовый анализ пробы руды на золото

Формы нахождения металлов и их связи с рудными компонентами	Распределение золота	
	г/т	%
В виде сростков (извлекаемое цианированием)	1,93	63,28
В пленках и минералах, растворимых в соляной кислоте, карбонатах, гидроксидах железа (извлекаемые цианированием после обработки HCl)	0,32	10,49
Тонковкрапленные в сульфиды (пирит, арсенопирит и другие)	0,13	4,26
Тонковкрапленные в породообразующие минералы	0,18	5,90
Всего в упорной форме	0,49	16,07
Итого в руде (по балансу)	3,05	100,00

3.4 Использование метода бутылочных тестов для цианидного выщелачивания золота

Первой оценкой определения формы нахождения золота в руде являются стандартные бутылочные тесты, которые проводятся на измельченной руде крупностью 90 % класса -0,074 мм (рисунок 17) [117, с. 63]. Достигнутые показатели по растворению золота должны рассматриваться как максимально возможные, поскольку измельчение руды полнее раскрывает золото, что обеспечивает максимальный доступ к нему цианидного раствора. Для принципиальной оценки возможности использования технологии кучного выщелачивания проводится дополнительный бутылочный тест на дробленой руде крупностью -2 мм.



Рисунок 17 –Агитатор для проведения бутылочного теста

Предварительно было определено влияние продолжительности измельчения дробленой руды крупностью -2 мм на выход класса крупности -0,074 мм. Измельчаемость дробленой руды определяли в лабораторной шаровой мельнице. Загрузка руды составляла 0,5 кг, отношение Т : Ж : Ш = 1 : 1 : 10.

В таблице 10 приведены результаты испытаний по измельчаемости руды, на рисунке 18 приведен график зависимости выхода класса -0,074 мм от продолжительности измельчения руды.

Таблица 10 – Выход класса -0,074 мм при различном времени измельчения дробленой руды крупностью -2 мм

Продолжительность измельчения, мин.	Выход класса -0,074 мм, %
0	25,81
10	49,14
20	75,84
30	93,11

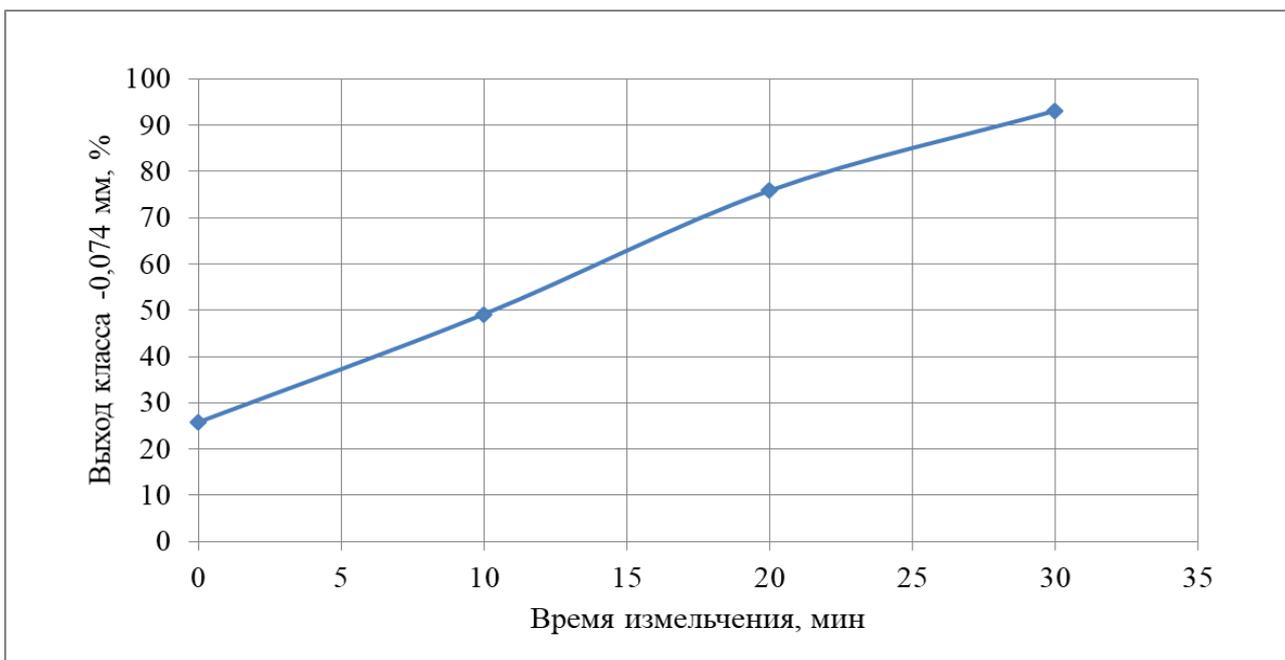


Рисунок 18 – График измельчения руды

Из графика измельчения следует, что для получения измельченной руды крупностью 90 % класса -0,074 мм необходимо измельчать дробленую руду -2 мм в течение 29 минут.

Ранее проведенными исследованиями по измельчаемости различных руд установлено, что для достижения указанной крупности 90 % класса -0,074 мм необходимо измельчать руды пониженной крепости (окисленные руды верхних горизонтов) в течение 14-16 минут, для руд средней крепости (руды переходной зоны) в течение 25-27 минут и для достаточно крепких первичных руд более 30 минут. Таким образом, по степени измельчаемости исследуемой руды ее можно отнести к категории руды повышенной крепости. В таблице 11 приведены результаты бутылочных тестов.

Таблица 11 – Результаты бутылочных тестов

Наименование параметров и показателей	Показатели			
	90 % кл. -0,074 мм		Крупность -2 мм	
	тест 1	тест 2	тест 3	тест 4
1	2	3	4	5
масса руды, г	500	500	500	500
масса циан. раствора, мл	1000	1000	1000	1000
загрузка, кг/т:				
Загрузка NaOH, кг/т	0,25	0,25	0,25	0,25
Концентрация NaCN, %	0,10	0,10	0,10	0,10
Содержание в жидкой фазе пульпы через 24 часа: мг/дм ³ :				

Продолжение таблицы 11

1	2	3	4	5
NaCN, %	0,042	0,044	0,045	0,046
pH единиц	10,30	10,32	10,33	10,32
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	1,10	1,09	1,16	1,15
Расчетное содержание Au в руде, г/т	2,88	2,85	2,86	2,87
Степень растворения Au, %	61,81	61,75	59,44	59,93

Таблица 12 – Контроль процесса цианирования

Продолжительность цианирования, ч	Концентрация, %		NaOH, кг/т	pH	NaCN, кг/т	
	NaCN	Добавить NaCN			загрузка	расход
Крупность 90% -0,074 мм						
0	0,100	0,100	2,0			
2	0,055	0,045				
24	0,043	0		10,31	2,90	2,04
Крупность -2 мм						
0	0,100	0,100	2,0			
2	0,066	0,034				
24	0,045	0		10,33	2,68	1,78

Из данных таблицы 11 следует, что крупность руды имеет большое влияние на степень растворения золота. Так, степень растворения золота из руды, дробленной до крупности -2 мм, составляет 59,44-59,93 % (среднее 59,69 %), а из измельченной руды крупностью 90 % класса -0,074 мм степень растворения золота повышается до 61,81-61,75 % (среднее 61,78 %), т.е. на 2,09 %. Среднее расчетное содержание золота в руде по 4 тестам составило 2,87 г/т, что хорошо согласуется с результатами пробирного анализа исходной руды.

Из данных таблицы 12 следует, что с уменьшением крупности руды повышается количество цианида натрия, расходуемого на взаимодействие с минералами. Так, при цианировании дробленной руды крупностью -2 мм расход цианида натрия составляет 1,78 кг/т, а при цианировании измельченной руды – 2,04 кг/т, т.е. повышается на 12,75 %. Это связано с тем, что при измельчении малопористой руды происходит более полное раскрытие минералов и более активное взаимодействие их с цианидным раствором.

3.5 Изучение гидродинамических характеристик руды

Метод кучного выщелачивания золота является наиболее экономичным методом и, в этой связи, широко применяется для переработки низкосортных руд и техногенных отходов. Эксплуатационные затраты при кучном выщелачивании

в 2,0-2,5 раза ниже затрат, приходящихся на агитационное выщелачивание. Капитальные затраты также ниже в 1,5-1,7 раза.

Одной из главных проблем осуществления кучного выщелачивания является наличие в перерабатываемом сырье мелких (менее 2,5 мм) частиц ила или глины, затрудняющих просачивание раствора через слой сформированной кучи. Большое содержание указанных включений приводит к образованию застойных зон и каналов, изолирующих часть перерабатываемого материала от контакта с раствором. Считается, что при содержании в сырье мелких частиц и глины более 15 %, оно без предварительного окомкования не пригодно для кучного выщелачивания из-за низкой скорости перколяции, которая составляет 0,1-0,005 м/ч ($\text{м}^3/\text{м}^2 \cdot \text{ч}$).

Таким образом, при кучном выщелачивании золота определяющими факторами являются степень растворения золота из руды и ее перколяционные характеристики.

По данным методических рекомендаций, разработанных компанией Karpes Cassidy and Associates, критериями оценки перколяционных свойств сырья в лабораторном масштабе являются:

- скорость перколяции воды (раствора) через слой сырья, составляющая не менее 10 м/ч (10000 литров на 1 м² площади поверхности руды в час);
- степень усадки руды или окатышей после замачивания в течение 2 ч, которая должна быть не более 2,0 %, после встряски с водой (раствором) – не более 10 %.

3.5.1 Определение перколяционных характеристик дробленной неокомкованной руды

В качестве связующего для окомкования сырья используют, как правило, портланд-цемент. Окомкование ведут в агломерирующих устройствах различного типа. Все это требует определенных материальных затрат и повышает себестоимость производства золота. В этой связи, в первую очередь, проверяют возможность использования неокомкованного сырья для кучного выщелачивания путем определения его перколяционных свойств.

Для проверки возможности использования окомкованной руды в кучном выщелачивании проведены тесты по перколяции руды крупностью -20 мм.

Испытания по перколяции проводились в соответствии с методикой, разработанной компанией Karpes Cassidy and Associates, в колонне диаметром 97 мм, высотой 515 мм. В колонну засыпали 5,0 кг руды, производили ее уплотнение встряхиванием, заливали воду снизу-вверх, определяли степень усадки руды после замачивания, после выдержки в течение 2 часов и после дополнительной встряски, а также предельную скорость перколяции воды через слой руды. Результаты испытаний приведены в таблице 13.

Таблица 13 - Результаты тестов по перколяции дробленной руды

Наименование показателей	Показатели
Крупность руды, мм	-20
Степень усадки руды после замачивания, %	0,22
Степень усадки руды после замачивания и встряски с водой, %	2,35
Скорость перколяции воды через слой руды, м/ч	51,25

Из данных таблицы 13 следует, что крупность руды -20 мм вполне удовлетворяет требованиям процесса кучного выщелачивания по степени усадки руды как после замачивания, так и после замачивания и встряски с водой и согласуются с методическими рекомендациями компании Kappes Cassiday and Associates. Скорость перколяции воды через слой руды превышает 10 м/ч.

Таким образом, дробленая руда крупностью -20 мм может быть использована в процессе кучного выщелачивания без предварительного окомкования.

Выводы по 3 разделу

1. Среднее расчетное содержание золота в руде по бутылочным тестам составляет 2,87 г/т, что хорошо согласуется с результатами пробирного анализа исходной руды.

2. Результаты фазового анализа показали, что в доступной для цианирования форме находится 63,28 % золота. В упорной, недоступной для цианирования форме присутствует 16,07 % золота, большая часть которого (10,49 %) связана с карбонатами и гидроксидами железа, а остальное золото почти поровну распределено между сульфидными и породообразующими минералами.

3. Для получения измельченной руды крупностью 90 % класса -0,074 мм необходимо измельчать дробленую руду -2 мм в течение 29 минут, по степени измельчаемости ее можно отнести к категории руды повышенной крепости.

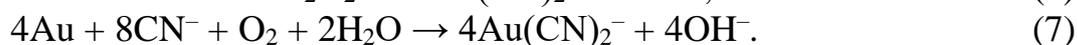
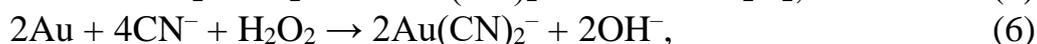
4. Крупность руды имеет большое влияние на степень растворения золота. Так, степень растворения золота из руды, дробленной до крупности -2 мм, составляет 59,44-59,93 % (среднее 59,69 %), а из измельченной руды, более 90 % которой представляет собой фракцию класса -0,074 мм, степень растворения золота повышается до 61,75-61,81 % (среднее 61,78 %), т.е. на 2,09 %.

5. Крупность руды -20 мм вполне удовлетворяет требованиям процесса кучного выщелачивания по степени усадки руды как после замачивания, так и после замачивания и встряски с водой и согласуются с методическими рекомендациями компании Kappes Cassiday and Associates.

4 ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ПЕРОКСИДА ВОДОРОДА И АЦЕТАТА НАТРИЯ ДЛЯ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ РУДЫ

4.1 Термодинамическое обоснование применения пероксида водорода и ацетата натрия при цианидном выщелачивании золотосодержащего сырья

Присутствие кислорода или воздуха при выщелачивании золота цианидами из минерального сырья – это широко используемый процесс извлечения золота. Согласно уравнениям Бодлендера (5-6) и Эльснера (7), суммой уравнений (5) и (6), образование комплексного иона $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ осуществляется окислением золота и растворением в присутствии цианида [86, с. 117]:



Одним из особых процессов в золотодобывающей промышленности является цианирование, основанное на способности золота и серебра растворяться в слабых растворах по реакции [9, с. 150]:



В щелочных растворах скорость растворения золота может быть повышена за счет введения окислителей, уменьшающих величину поляризации поверхности растворяющего металла [78, с. 15]. Также процесс цианидного выщелачивания золота можно осуществить путем введения в систему реагентов растворения сульфидных минералов.

Анализируя литературу о выщелачивании золота цианидами, можно сделать вывод, что среди реагентов-активаторов наибольший интерес представляют реагенты растворения сульфидных минералов. Алифатические (слабые) кислоты – это активные растворители сульфидных соединений. Слабые кислоты в результате гидролиза образуют соли, потому что в растворе существуют частично и в нерастворенном виде. Надо отметить, что уксусная кислота является слабой одноосновной кислотой ($\text{pK}_a \sim 4,75$), которая хорошо взаимодействует с сульфидными минералами в щелочной среде. Наряду с этим надо обратить внимание на тот факт, что данная кислота при взаимодействии с золотосодержащим сырьем не может растворить искомое золото, в результате чего продукты разложения формируются на его поверхности в виде оксидных пленок [100, с. 15-19].

Анализ источников информации показал, что в результате окисления сульфидных минералов в щелочном растворе на поверхности золота могут образоваться такие нерастворимые соединения, как гидроксиды и оксиды металлов [86, с. 182].

В исследованиях ряда авторов [11; 36, с. 50; 62, с. 70-73; 83, с. 69] для вскрытия частиц золота, ассоциированных с сульфидами металлов, предлагается использовать в качестве окислителя пероксид водорода и др. При этом растворы пероксида водорода добавляют непосредственно в выщелачивающий цианидный раствор.

Для обоснования применения пероксида водорода и ацетата натрия при цианидном выщелачивании золотосодержащего сырья был проведен термодинамический анализ соответствующих реакций показавший, что добавление такого сильного окислителя, как пероксид водорода, непосредственно в цианидные растворы, применяемые при кучном выщелачивании золота, приведет к разрушению цианида натрия с образованием щелочи по реакциям 1 и 2 (таблица 14). Снижение концентрации цианида соответственно снижает извлечение золота.

Расчеты проводились в интервале 298-373 К на интересующего ΔG реакции. Анализ расчетов, выполненных с использованием программы термодинамических расчетов HSC Chemistry 8.0 Outokumpu Technology Engineering Research компании Outotec, приведен в таблицах 14-15 [118, с. 7; 120, с. 27].

Таблица 14 – Возможные реакции взаимодействия компонентов руды с пероксидом водорода и значения энергии Гиббса при определенных температурах

5	Реакция	ΔG_T , кДж			
		298 К	323 К	353 К	373 К
1	$2\text{NaCN} + \text{H}_2\text{O}_2 + 2\text{O}_2(\text{g}) = 2\text{NaOH} + 2\text{CO}_2(\text{g}) + \text{N}_2(\text{g})$	-1261,41	-1260,52	-1259,34	-1258,54
2	$2\text{NaCN} + \text{H}_2\text{O}_2 = 2\text{NaOH} + 2\text{C} + \text{N}_2(\text{g})$	-472,67	-471,65	-470,31	-469,39
3	$\text{FeS}_2 + 2.5\text{O}_2(\text{g}) + 2\text{H}_2\text{O}_2 = \text{FeO} + 2\text{H}_2\text{SO}_4$	-1195,93	-1184,04	-1170,04	-1160,86
4	$\text{FeS}_2 + 7.5\text{H}_2\text{O}_2 = \text{Fe}(\text{OH})_3 + 2\text{H}_2\text{SO}_4 + 4\text{H}_2\text{O}$	-1866,88	-1856,34	-1844,47	-1836,96
5	$\text{FeS}_2 + 7\text{H}_2\text{O}_2 = \text{FeO} + 2\text{H}_2\text{SO}_4 + 5\text{H}_2\text{O}$	-1711,89	-1703,79	-1694,92	-1689,44
6	$2\text{FeAsS} + 9\text{H}_2\text{O}_2 = 2\text{FeO} + \text{As}_2\text{O}_3 + 9\text{H}_2\text{O} + 2\text{SO}_2(\text{g})$	-2386,97	-2383,55	-2380,89	-2378,89
7	$2\text{FeAsS} + 10\text{H}_2\text{O}_2 = \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{As}_2\text{O}_3 + 10\text{H}_2\text{O} + 2\text{SO}_2(\text{g})$	-2733,24	-2727,32	-2722,22	-2717,85
8	$\text{FeAsS} + 2.5\text{H}_2\text{O}_2 + 1.5\text{O}_2(\text{g}) = \text{FeO} + \text{H}_2\text{SO}_4 + \text{H}_3\text{AsO}_3$	-1135,35	-1126,16	-1116,88	-1107,51
9	$2\text{FeAsS} + 5\text{H}_2\text{O}_2 + 3.5\text{O}_2(\text{g}) = \text{Fe}_2\text{O}_3 + 2\text{H}_2\text{SO}_4 + 2\text{H}_3\text{AsO}_3$	-2513,77	-2492,12	-2470,29	-2448,27
10	$\text{FeAsS} + 2.5 \text{H}_2\text{O}_2 + 2\text{O}_2(\text{g}) = \text{FeO} + \text{H}_2\text{SO}_4 + \text{H}_3\text{AsO}_4$	-1263,81	-1251,87	-1240,02	-1228,23

Продолжение таблицы 14

№	Реакция	ΔG_T , кДж			
		298 К	323 К	353 К	373 К
11	$2\text{FeAsS} + 5\text{H}_2\text{O}_2 + 4.5\text{O}_2(\text{g}) = \text{Fe}_2\text{O}_3 + 2\text{H}_2\text{SO}_4 + 2\text{H}_3\text{AsO}_4$	-2770,69	-2743,55	-2716,56	-2689,7
12	$\text{FeAsS} + \text{H}_2\text{O}_2 + 3\text{O}_2(\text{g}) = \text{FeAsO}_4 + \text{H}_2\text{SO}_4$	-1218,49	-1204,82	-1191,24	-1177,75
13	$\text{FeAsS} + \text{H}_2\text{O}_2 + 2.5\text{O}_2(\text{g}) = \text{FeAsO}_4 + \text{H}_2\text{O} + \text{SO}_2(\text{g})$	-1065,81	-1058,72	-1051,71	-1044,75
14	$\text{FeAsS} + 2.5\text{H}_2\text{O}_2 = \text{FeSO}_4 + \text{AsH}_3(\text{g}) + \text{H}_2\text{O}$	-548,23	-546,91	-545,65	-544,43
15	$\text{CuS} + 4\text{H}_2\text{O}_2 = \text{CuSO}_4 + 4\text{H}_2\text{O}$	-1021,20	-1015,04	-1009,20	-1003,66

Термодинамические расчеты показывают, что присутствующие в рудах пирит, арсенопирит и ковеллин (реакции 3-15, таблица 14) могут окисляться в присутствии пероксида водорода с образованием различных соединений, в том числе оксидов, сульфатов и др. Окисление и растворение сульфатов железа и меди приведет к вскрытию тонковкрапленного золота, которое может быть извлечено при последующей подаче цианидного раствора.

Также был проведен термодинамический анализ возможных реакций взаимодействия ацетата натрия с соединениями, пассивирующими поверхность золота, результаты расчетов приведены в таблице 15.

Таблица 15 – Возможные реакции взаимодействия компонентов руды с ацетатом натрия и значения энергии Гиббса при определенных температурах

№	Реакция	ΔG_T , кДж			
		298 К	323 К	353 К	373 К
1	$2\text{FeS}_2 + 8\text{CH}_3\text{COONa} + 23.5\text{O}_2(\text{g}) = \text{Fe}_2\text{O}_3 + 4\text{Na}_2\text{SO}_4 + 16\text{CO}_2(\text{g}) + 12\text{H}_2\text{O}$	-9608,40	-9586,17	-9571,61	-9608,20
2	$2\text{FeAsS} + 4\text{CH}_3\text{COONa} + 14\text{O}_2(\text{g}) = \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{As}_2\text{O}_3 + 2\text{Na}_2\text{SO}_4 + 8\text{CO}_2(\text{g}) + 6\text{H}_2\text{O}$	-5702,30	-5691,21	-5679,33	-5666,43
3	$\text{PbS} + 2\text{CH}_3\text{COONa} + 6\text{O}_2(\text{g}) = \text{PbO} + \text{Na}_2\text{SO}_4 + 4\text{CO}_2(\text{g}) + 3\text{H}_2\text{O}$	-2389,60	-2309,26	-2297,06	-2288,34
4	$\text{FeAsO}_4 + 3\text{CH}_3\text{COONa} + 5.75\text{O}_2(\text{g}) = \text{FeO} + \text{Na}_3\text{AsO}_4 + 6\text{CO}_2(\text{g}) + 4.5\text{H}_2\text{O}$	-2445,81	-2438,22	-2431,14	-2422,08

Продолжение таблицы 15

№	Реакция	ΔG_T , кДж			
		298 К	323 К	353 К	373 К
5	$\text{Fe}(\text{OH})_2 + 3\text{CH}_3\text{COONa} + 2\text{O}_2(\text{g}) = \text{Fe}(\text{CH}_3\text{COO})_2 + 3\text{NaOH} + 2\text{CO}_2(\text{g}) + \text{H}_2\text{O}$	-631,83	-621,01	-609,11	-599,47
6	$\text{Fe}(\text{OH})_3 + 2.667\text{CH}_3\text{COONa} + 1.083\text{O}_2(\text{g}) = \text{Fe}(\text{CH}_3\text{COO})_2 + 1.333\text{Na}_2\text{CO}_3 + 2.5\text{H}_2\text{O}$	-449,62	-444,71	-438,42	-428,65
7	$\text{Fe}(\text{OH})_2 + 2.667\text{CH}_3\text{COONa} + 1.333\text{O}_2(\text{g}) = \text{Fe}(\text{CH}_3\text{COO})_2 + 1.333\text{Na}_2\text{CO}_3 + 2\text{H}_2\text{O}$	-547,71	-541,04	-533,74	-539,61

Отрицательные значения энергии Гиббса свидетельствуют о возможности протекания реакций между ацетатом натрия и сульфидами, а также другими соединениями, пассивирующими поверхность золота (таблица 15). При этом вероятность растворения пирита, арсенопирита и галенита в присутствии ацетата натрия в окислительной среде (таблица 15, реакции 1-4) значительно возрастает с образованием оксидных соединений металлов.

При многоступенчатом окислении пирита и арсенопирита в щелочной окислительной среде в присутствии ацетата натрия с высокой долей вероятности может образоваться гидроксид закисного железа, который также способен взаимодействовать с ацетатом натрия с образованием растворимых ацетатных солей (таблица 15, реакции 5-7).

4.2 Определение расхода окислителя - пероксида водорода при различной крупности руды в цианидном выщелачивании золота

Лабораторные исследования по цианидному выщелачиванию проводились в агитаторе со скоростью вращения 30 об/мин. Режимы проведения выщелачивания были следующими: крупность руды -12 мм, масса проб руды для каждого эксперимента 500 г, отношение Т:Ж=1:2, рН 10-11, концентрация цианида натрия 0,1 %, продолжительность выщелачивания – 24 часа. В процессе выщелачивания осуществляли контроль концентрации цианида натрия и рН среды, а при необходимости производили добавку реагентов [118, с. 7].

Исходя из данных термодинамических расчетов и с целью исключения разрушения цианида натрия, руду обрабатывали пероксидом водорода в течение 30 мин перед цианидным выщелачиванием. Концентрация пероксида водорода для обработки бралась в диапазоне 0,2-1 %. По окончании выщелачивания отфильтрованный раствор и твердая фаза хвостов анализировались на содержание золота. Результаты исследований по выщелачиванию золота из дробленной до крупности -12+0 мм руды, с предварительной обработкой пероксидом водорода и без его добавки, представлены в таблице 16.

Таблица 16 – Результаты исследований по выщелачиванию золота из дробленной до крупности -12+0 мм руды

Наименование параметров и показателей	Показатели			
	без добавки H ₂ O ₂	концентрация H ₂ O ₂ , %		
		0,2	0,5	1
Концентрация пероксида водорода H ₂ O ₂ в воде, %				
Масса пробы, г	500	500	500	500
Масса цианидного раствора, мл	1000	1000	1000	1000
Загрузка NaOH, кг/т	0,25	0,35	0,40	0,50
Концентрация NaCN, %	0,10	0,10	0,10	0,10
Содержание в жидкой фазе после 24 часов, мг/дм ³ :				
Au	0,77	0,78	0,79	0,80
NaCN, %	0,068	0,064	0,060	0,059
рН единиц	10,37	10,28	10,24	10,19
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	1,42	1,43	1,40	1,42
Расчетное содержание Au в руде, г/т	2,96	2,99	2,97	3,02
Степень растворения Au, %	52,03	52,17	52,93	52,98

Результаты по выщелачиванию золота из предварительно обработанной пероксидом водорода руды представлены на рисунках 19-20.

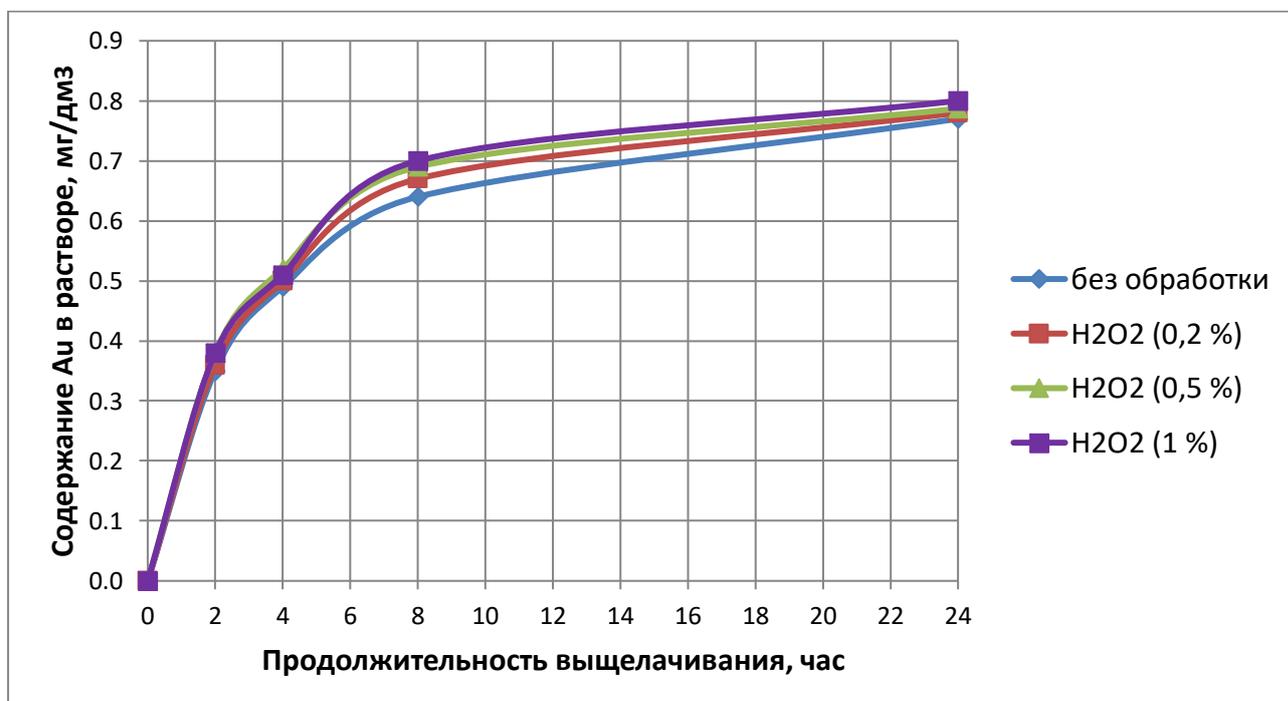


Рисунок 19 – Зависимость степени извлечения золота в раствор от продолжительности процесса выщелачивания

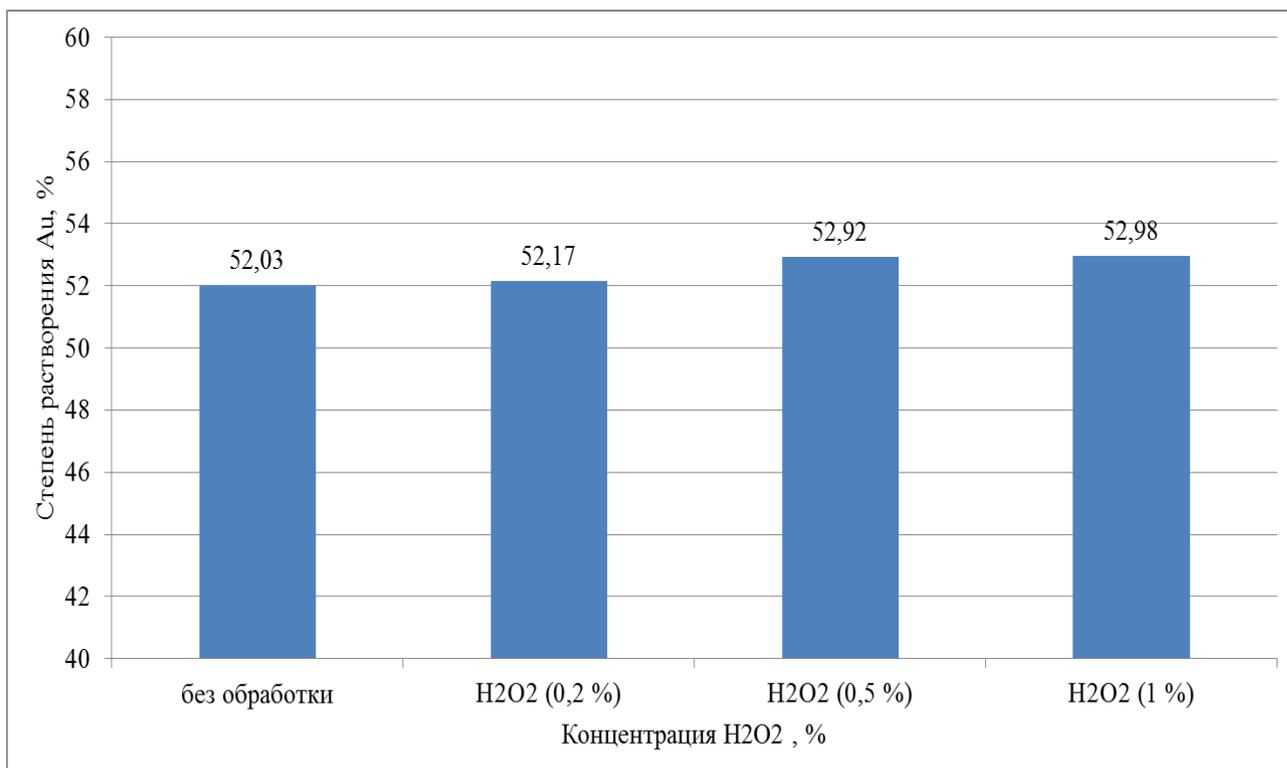


Рисунок 20 – Зависимость степени извлечения золота в раствор от концентрации пероксида водорода

Таким образом, как видно из рисунка 20, предварительная обработка дробленой руды слабым раствором (до 1,0 %) пероксида водорода позволяет повысить содержание золота в растворе цианидного выщелачивания и извлечение на 0,9 %.

4.3 Определение расхода ацетата натрия при различной крупности руды в цианидном выщелачивании золота

Для определения оптимального расхода ацетата натрия были проведены исследования по цианидному выщелачиванию золота в присутствии реагента растворение сульфидных минералов, до настоящего времени, не использовавшегося для этих целей. В качестве такого реагента растворение сульфидных минералов использовался ацетат натрия, крупность руды находилась в пределах -0,074 мм. Концентрация цианида натрия для исследования использовали в пределах 1 г/дм³ (0,1 %). Реагент растворения сульфидных минералов ацетата натрия варьировался с 0,25 кг/т по 3,0 кг/т, также для сравнения проведены исследования без добавления ацетата натрия на цианидно-щелочные растворы. В процессе выщелачивание, чем больше расхода ацетата натрия показывает увеличение расхода реагента без повышения показателей процесса.

Результаты опытов по цианидному выщелачиванию золота с применением ацетата натрия приведены в таблице 17.

Таблица 17 Результаты опытов по цианидному выщелачиванию золота с применением ацетата натрия для крупности -0,074 мм

Наименование параметров и показателей	Показатели					
	тест 1	тест 2	тест 3	тест 4	тест 5	тест 6
Расход CH_3COONa , кг/т руды	0	0,25	0,5	1,0	1,5	3,0
Масса пробы, г	500	500	500	500	500	500
Масса цианидного раствора, мл	1000	1000	1000	1000	1000	1000
Загрузка NaOH , кг/т	0,25	0,25	0,25	0,26	0,26	0,27
Концентрация NaCN , %	0,10	0,10	0,10	0,10	0,10	0,10
Содержание в жидкой фазе пульпы после 24 часов, мг/дм ³ :						
Au	0,89	0,88	0,90	0,90	0,88	0,88
NaCN , %	0,042	0,044	0,044	0,044	0,042	0,042
рН единиц	10,30	10,30	10,30	10,24	10,14	10,15
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	1,10	1,08	1,06	1,07	1,12	1,19
Расчетное содержание Au в руде, г/т	2,88	2,84	2,86	2,87	2,88	2,95
Степень растворения Au, %	61,81	61,97	62,94	62,72	61,11	59,66

Из полученных результатов видно, что при добавлении ацетата натрия степень извлечения золота из измельченной руды увеличивается на 1,13 % по сравнению с извлечением без добавления данного реагента (Тест-1). С увеличением расхода CH_3COONa до 1,5 кг/т и выше снижается степень извлечения золота в раствор. Присутствующие в растворе ацетат-ионы способствуют диссоциации уксусной кислоты.

Кинетические кривые изменения содержания золота в растворах в зависимости от продолжительности выщелачивания измельченной до класса - 0,074 мм руды, а также зависимости извлечения золота от расхода ацетата натрия представлены на рисунках 21 и 22.

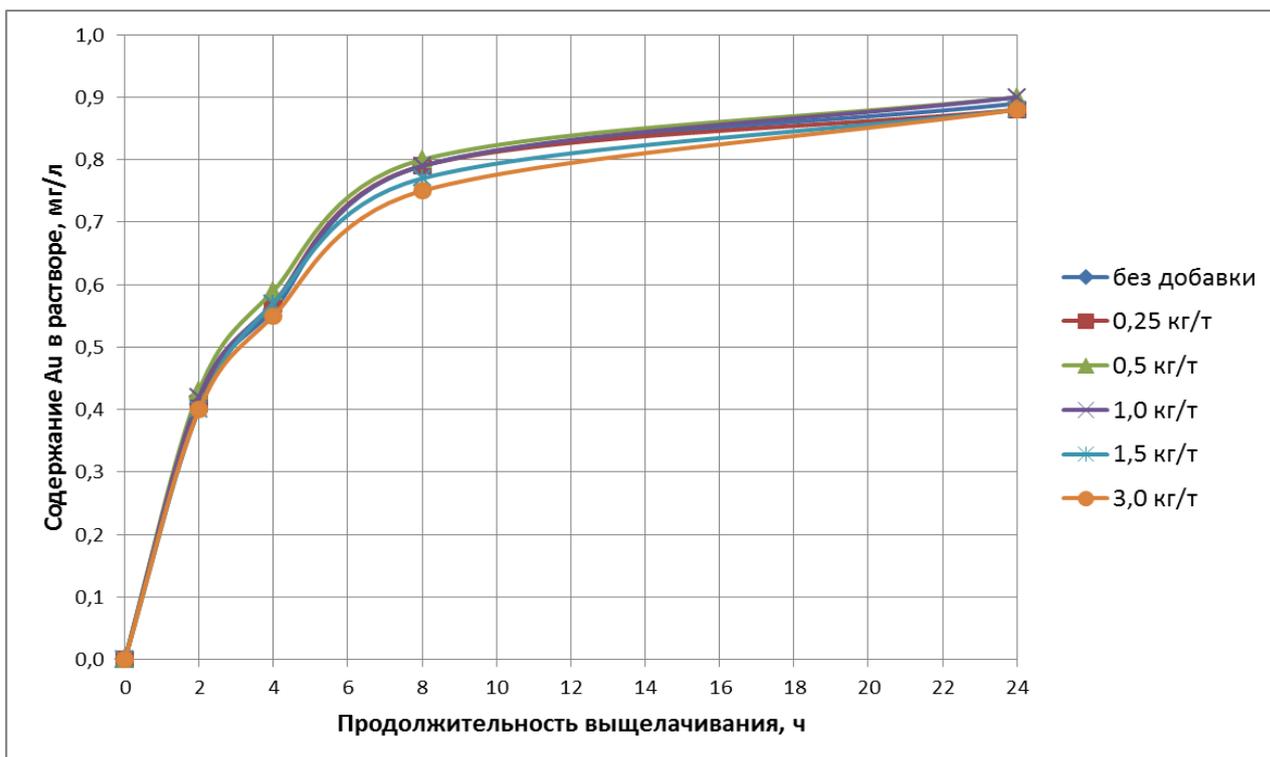


Рисунок 21 – Зависимость степени извлечения золота в раствор из руды крупностью -0,074 мм от продолжительности выщелачивания

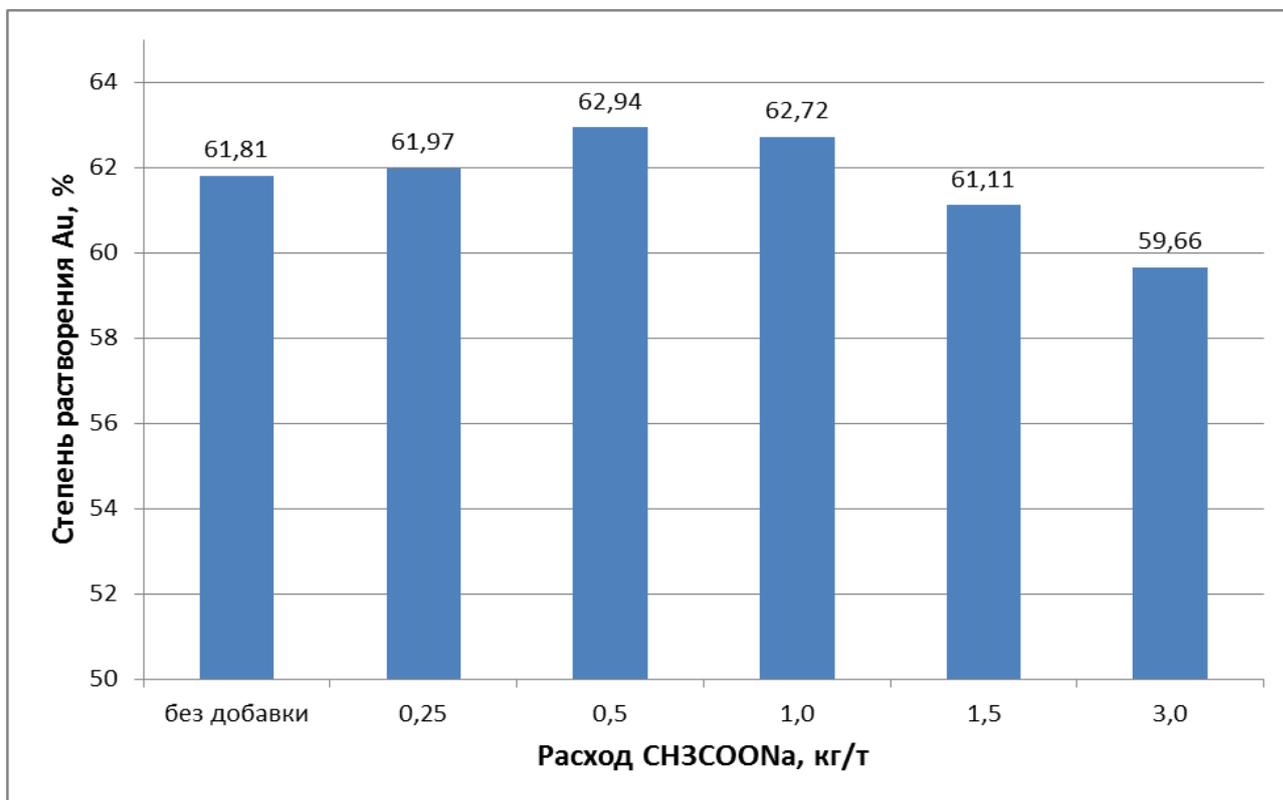


Рисунок 22 – Степень извлечения золота из измельченной класса -0,074 мм в зависимости от расхода ацетата натрия

Сравнительно небольшое повышение извлечения объясняется тем, что при измельчении подавляющей части руды (90 %) до класса -0,074 мм происходит высвобождение золота от минералов, не взаимодействующих с ацетатом натрия. Увеличение расхода ацетата натрия слабо влияет на извлечение золота в раствор.

Результаты исследований по выщелачиванию золота из дробленной до крупности -12+0 мм руды при различном расходе ацетата натрия, представлены в таблице 18.

Таблица 18 – Результаты исследований по выщелачиванию золота из дробленной до крупности -12+0 мм руды

Наименование параметров и показателей	Показатели					
	тест 1	тест 2	тест 3	тест 4	тест 5	тест 6
Расход CH_3COONa , кг/т руды	0	0,25	0,5	1,0	1,5	3,0
Масса пробы, г	500	500	500	500	500	500
Масса цианидного раствора, мл	1000	1000	1000	1000	1000	1000
Загрузка NaOH , кг/т	0,3	0,4	0,4	0,8	1,5	1,5
Концентрация NaCN , %	0,10	0,10	0,10	0,10	0,10	0,10
Содержание в жидкой фазе пульпы после 24 часов, мг/дм ³ :						
Au	0,77	0,79	0,83	0,84	0,84	0,80
Cu	2,17	2,18	2,18	1,92	2,24	2,15
NaCN , %	0,070	0,072	0,072	0,072	0,070	0,070
рН единиц	10,35	10,30	10,30	10,25	10,20	10,18
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	1,42	1,37	1,30	1,30	1,28	1,25
Расчетное содержание Au в руде, г/т	2,96	2,95	2,96	2,98	2,96	2,85
Степень растворения Au, %	52,03	53,56	56,08	56,38	56,76	56,14

Кинетические кривые изменения содержания золота в растворах в зависимости от продолжительности выщелачивания дробленной до крупности -12+0 мм руды, а также извлечение золота в зависимости от расхода ацетата натрия представлены на рисунках 23 и 24.

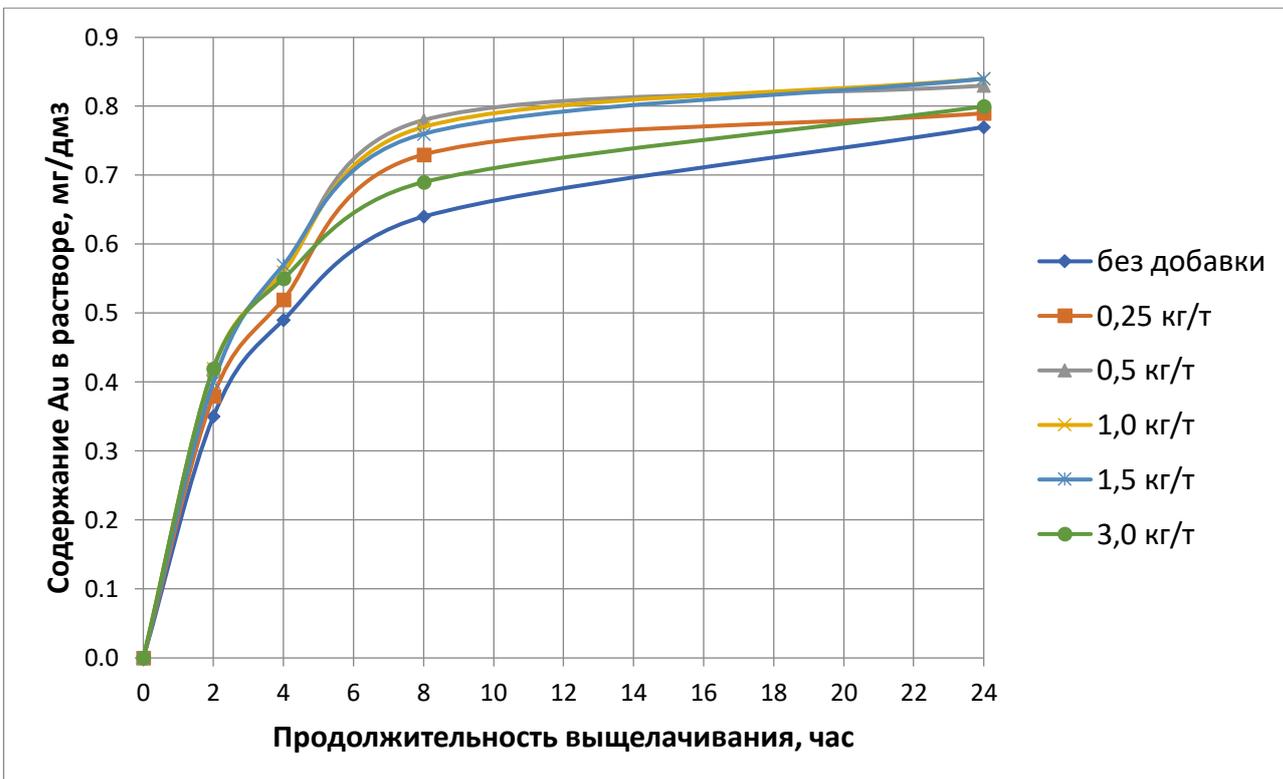


Рисунок 23 – Зависимость степени извлечения золота в раствор из руды крупностью -12+0 мм от продолжительности выщелачивания

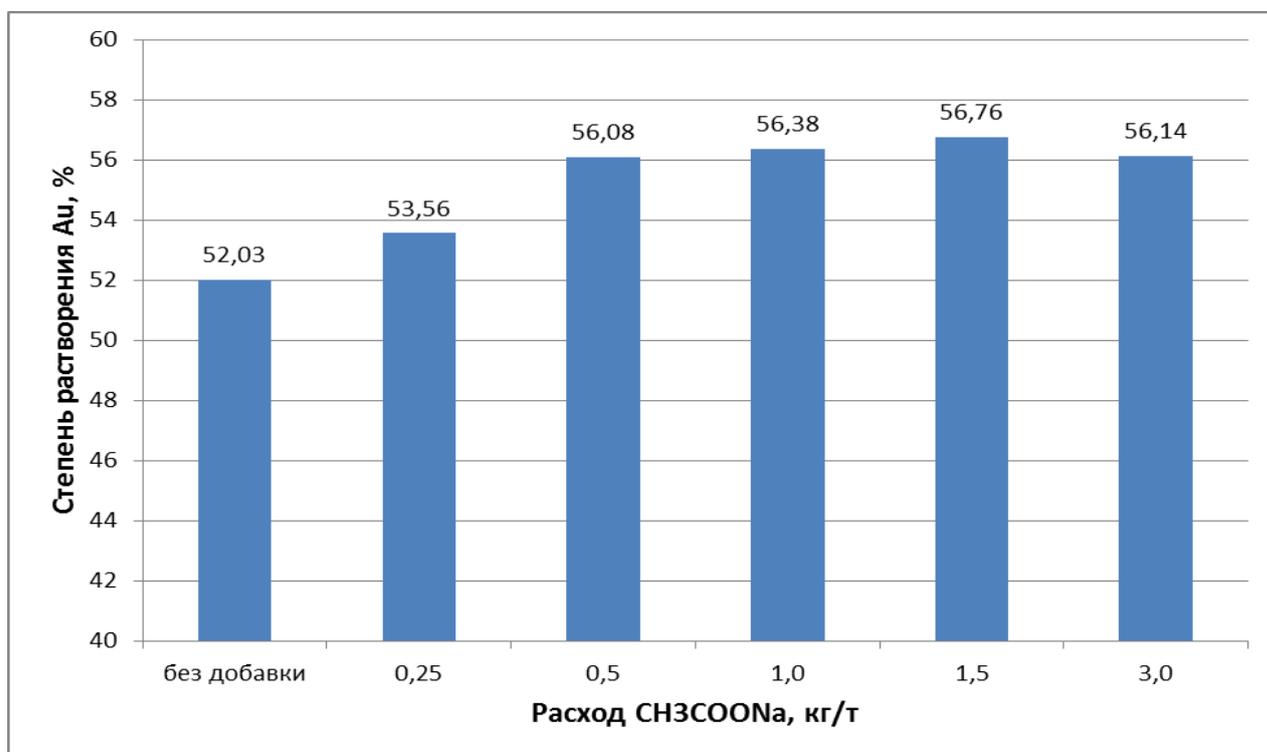


Рисунок 24 - Степень извлечения золота из дробленной до крупности -12+0 мм руды в зависимости от расхода ацетата натрия

Полученные данные позволили установить, что извлечение золота из дробленной до крупности $-12+0$ мм руды при добавке ацетата натрия способствует повышению извлечения золота в среднем на 4 % и улучшает кинетику растворения золота.

Результаты по выщелачиванию золота из руды, дробленной до крупности $-12+0$ мм, с добавкой ацетата натрия показали более высокие результаты по сравнению с аналогично проведенными исследованиями для руды класса $-0,074$ мм. Это доказывает, что золото в руде, дробленной до крупности $-12+0$ мм, присутствует в виде тонких включений в минералах и рудных породах, что подтверждается минералогическим анализом. При этом ацетат натрия растворяет и расширяет поры минералов и рудных пород, тем самым способствуя увеличению доступа цианида к тонко вкрапленному золоту.

4.4 Исследования по цианидному выщелачиванию золота с ультразвуковым воздействием

Физико-химические исследования с ультразвуковым воздействием при цианидном выщелачивании проводились в ультразвуковой ванне, представленной на рисунке 25. Характеристика ультразвуковой ванны: частота ультразвука – 37 кГц, потребления электроэнергии 650 Вт.

Режимы проведения выщелачивания были следующими: крупность руды - 12 мм, масса проб руды для каждого эксперимента 500 г, отношение Т:Ж=1:2, рН 10,5-11, комнатная температура – 298 К, концентрация цианида натрия 0,1 %, выщелачивания провели с ультразвуковым воздействием (без добавок реагентов к цианид-щелочному раствору), выщелачивания с ультразвуковым воздействием (концентрация цианида натрия 0,1 %), продолжительность времени 6 часов. Также использована добавка реагентов (пероксида водорода и ацетата натрия) к цианид-щелочному раствору.

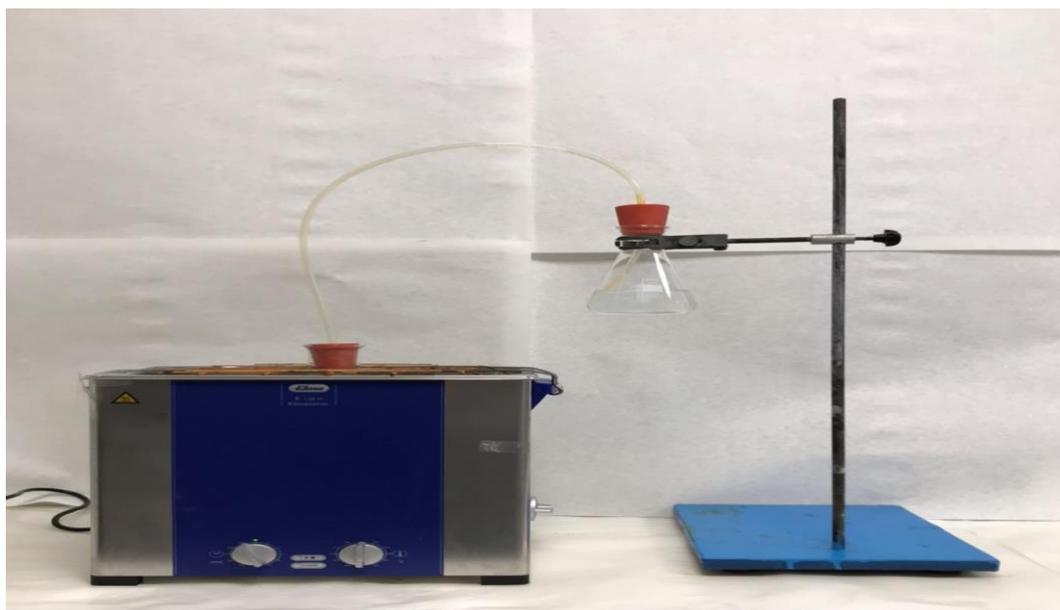


Рисунок 25 – Ультразвуковая ванна для выщелачивания руды

В бутылочных тестах руду предварительно обрабатывали пероксидом водорода в течение 30 мин перед цианидным выщелачиванием (Тест-3). Для выщелачивания руды использовали 0,5 %-ный пероксид водорода и ацетат натрия с расходом 0,5 кг/т (Тест-2).

В процессе выщелачивания осуществляли контроль концентрации цианида натрия и рН среды, а при необходимости производили добавку реагентов. По завершения выщелачивания отфильтрованный раствор и твердую фазу хвостов анализировали на содержание золота.

Результаты исследований по выщелачиванию золота с применением ультразвукового воздействия представлены в таблице 19.

Таблица 19 – Результаты бутылочного теста с применением ультразвукового воздействия

Наименование параметров и показателей	Показатели		
	- 12+0 мм		
	Тест - 1	Тест - 2	Тест - 3
	без добавки реагента	CH ₃ COONa (0,5 кг/т)	H ₂ O ₂ (0,5 %)
Ультразвуковая воздействия, кГц	37	37	37
Масса пробы, г	500	500	500
Масса цианидного раствора, мл	1000	1000	1000
Загрузка NaOH, кг/т	0,3	0,3	0,41
Концентрация NaCN, %	0,1	0,1	0,1
Au, мг/дм ³ ; 1 час	0,45	0,48	0,49
Au, мг/дм ³ ; 2 час	0,54	0,56	0,59
Au, мг/дм ³ ; 3 час	0,61	0,68	0,65
Au, мг/дм ³ ; 4 час	0,68	0,74	0,71
Au, мг/дм ³ ; 5 час	0,75	0,80	0,78
Au, мг/дм ³ ; 6 час	0,81	0,86	0,83
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	1,37	1,29	1,35
Расчетное содержание Au в руде, г/т	2,99	3,01	3,01
Степень растворения Au, %	54,18	57,14	55,15

Из полученных данных видно, что при выщелачивании с применением ультразвукового воздействия в интервале 1-6 часов извлечение золота в раствор составило 54,18-57,14 %. Полученные данные являются доказательством возможности интенсификации процесса выщелачивания золота при применении ультразвукового воздействия как с добавками ацетата натрия и предварительной обработкой руды раствором пероксида водорода, так и без использования указанных реагентов.

Результаты экспериментов показывают, что с увеличением продолжительности ультразвукового воздействия на выщелачивание руды от 1

до 6 часов, наблюдается закономерное уменьшение содержания золота в хвостах цианирования, однако дальнейшее воздействие ультразвуком не привело к повышению показателей цианидного выщелачивания. Потребления электроэнергии на 6 часов составило 3,9 кВт. При ультразвуковом воздействии в течении 6 часов степень извлечения золота увеличивается: при добавлении ацетата натрия – на 2,96 %; при предварительной обработке руды пероксидом водорода – на 0,97 %.

Эффективность ультразвука заключается в том, что при его использовании появляются множество микротрещин на поверхности золотосодержащих минералов, это, в свою очередь, способствует ускорению молекулярной диффузии раствора циан-иона и кислорода, которые проникают по капиллярам вглубь минералов, ускоряя тем самым процесс растворения золота.

По результатам исследования выщелачивание руды при повышении температуры скорость реакции и извлечение руды увеличивается на 1,61 % до 4,57 %.

4.5 Кинетика процесса цианидного выщелачивания золота в бутылочных тестах с использованием ультразвукового воздействия и при разных температурах выщелачивания

Изучение кинетики выщелачивания золота проводилось как без добавок реагентов к цианидно-щелочному раствору, так и с предварительной обработкой руды пероксидом водорода и добавкой ацетата натрия.

Крупность исследуемой руды составила -12 мм, масса пробы руды в опытах бралась равной 500 г, отношение Т:Ж=1:2, рН 10,5-11, концентрация цианида натрия 0,1 %. Опыты проводились при комнатной температуре $T = 298$ К, продолжительность выщелачивания составила 24 часа. В процессе выщелачивания осуществляли контроль концентрации цианида натрия и рН среды.

Критерием реакционной способности химической системы является скорость реакции. При постоянном объеме ее определяют, как изменение концентрации реагента в единицу времени:

$$V = \pm dC/d\tau \text{ или } \bar{V} = \pm \Delta C/\Delta\tau, \quad (9)$$

где V , \bar{V} – истинная и средняя скорость химической реакции;
 dC (ΔC) – изменение концентрации реагента за время $d\tau$ ($\Delta\tau$).

Знак «плюс» относится к реагенту, концентрация которого возрастает, а знак «минус» – к реагенту, концентрация которого убывает во времени. Истинную скорость находят методом графического дифференцирования по тангенсу угла наклона касательной, проведенной в экспериментальной зависимости концентрации реагента от времени [119, с. 9].

По экспериментальным данным построены зависимости изменения концентрации золота в растворе от скорости выщелачивания, приведенные на рисунках 26 и 27.

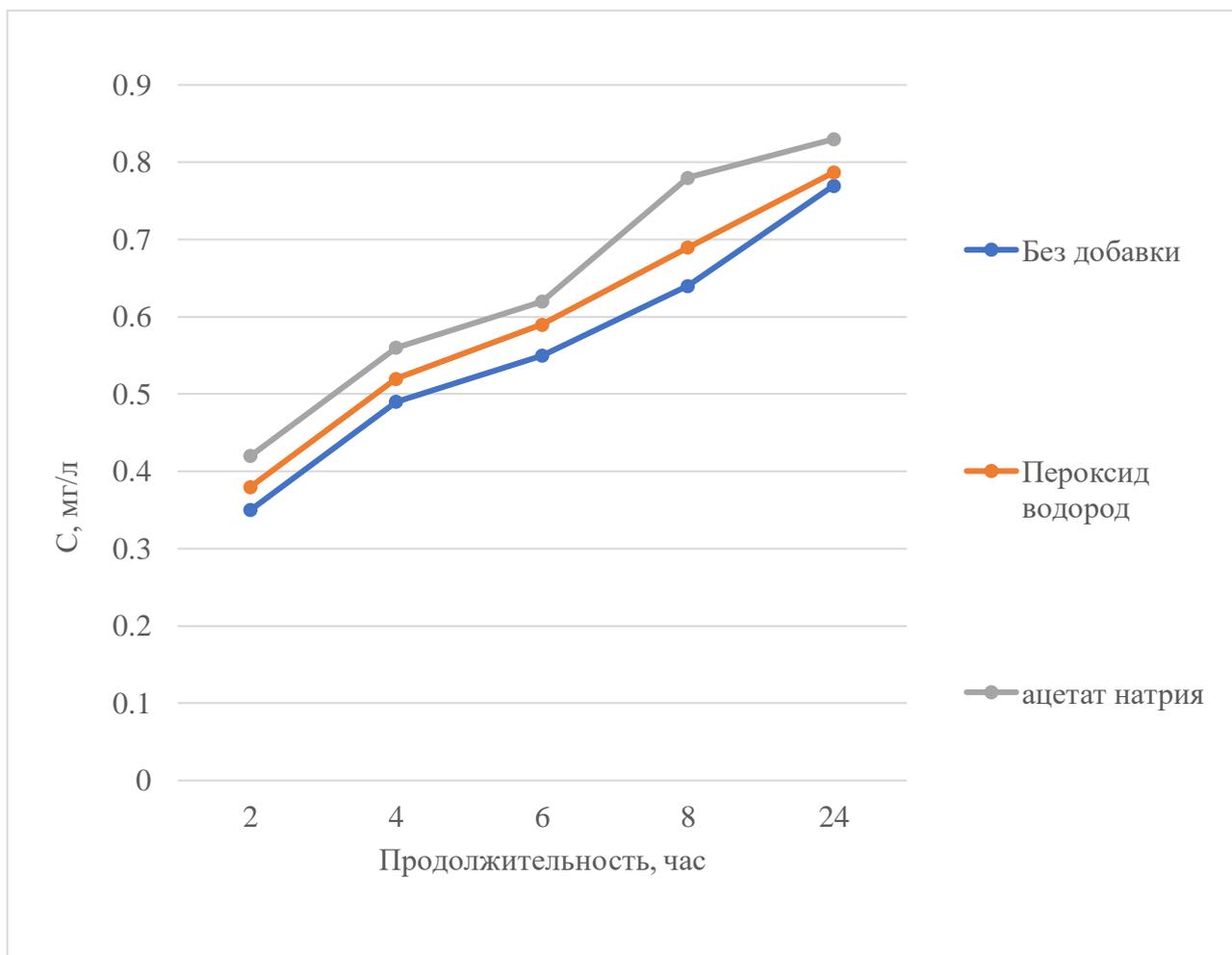


Рисунок 26 - Зависимость содержания золота от растворения руды при крупности -12 мм

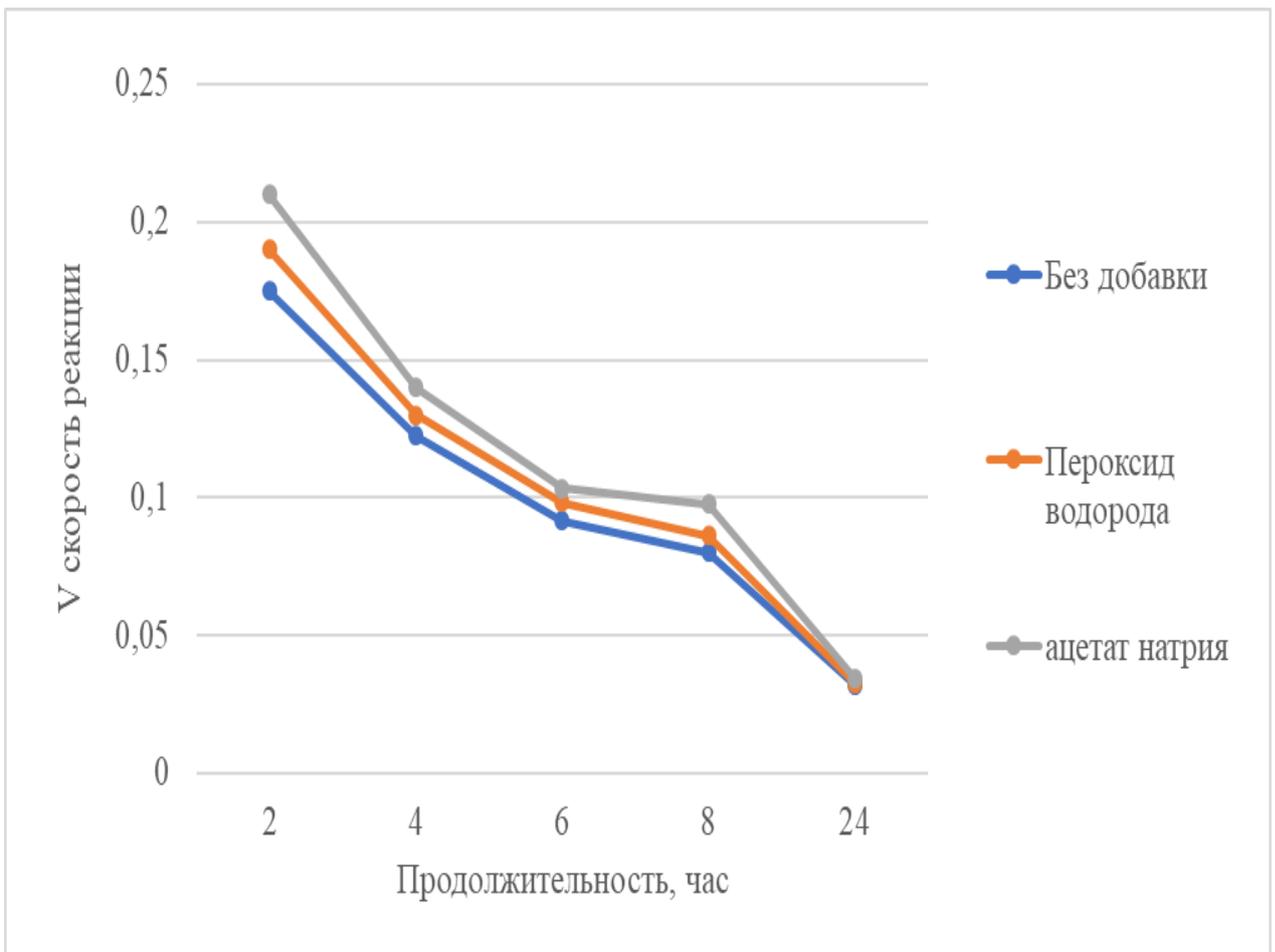


Рисунок 27 – Зависимость скорости выщелачивания золота из руды от продолжительности процесса

Когда процесс идет не в объеме, а на поверхности раздела фаз, обычное определение понятия скорости реакции не годится. Поэтому принимают определение скорости как изменение во времени степени превращения.

Для определения кинетических характеристик процесса выщелачивания золотосодержащего сырья применимы уравнения Ерофеева-Колмогорова (10) и Праута-Томпкинса (11) [119, с. 66-67]:

$$\alpha = 1 - e^{-k\tau^n} \quad (10)$$

$$1 - \alpha = e^{-k\tau^n}$$

$$\ln(1 - \alpha) = -k\tau^n$$

$$-\ln(1 - \alpha) = k\tau^n$$

$$\ln [-\ln(1 - \alpha)] = \ln k + n \ln \tau$$

$$\ln \alpha / 1 - \alpha = k_1 \tau + C \quad (11)$$

где, α - степень превращения золота, ед;

k - константы скорости;

k_1 - константа разветвления;

τ - время, час;

n – числа стадий и числа направлений в которых растут ядра зародышей;
C - постоянная.

Исходные данные и результаты обработки по уравнениям, приведены в таблице 20.

Таблица 20- Кинетические данные процесса выщелачивания руды крупностью - 12 мм

Продолжительность, час	2	4	6	8	24
Выщелачивание без добавок ацетата натрия и пероксида водорода					
Содержание Au, мг/дм ³	0,35	0,49	0,55	0,64	0,77
Масса золота в растворе, мг	0,35	0,49	0,55	0,64	0,77
Скорость выщелачивания, мг/час	0,17	0,12	0,09	0,08	0,03
Степень превращения (α), доли 1, ед	0,2413	0,3379	0,3793	0,4413	0,5310
$\ln [-\ln(1- \alpha)]$	-1,2866	-0,8860	-0,7404	-0,5409	-0,2781
$\ln \tau$	0,6931	1,3862	1,7917	2,0794	3,1780
$\ln (\alpha /1- \alpha)$	-1,1451	-0,6725	-0,4924	-0,2355	0,1243
Выщелачивание с предварительной обработкой раствором пероксида водорода					
Содержание Au, мг/дм ³	0,42	0,56	0,62	0,78	0,83
Масса золота в растворе, мг	0,38	0,52	0,59	0,69	0,78
Скорость выщелачивания, мг/час	0,19	0,13	0,09	0,08	0,03
Степень превращения(α), доли 1, ед	0,2620	0,3586	0,4069	0,4758	0,5427
$\ln [-\ln(1- \alpha)]$	-1,1910	-0,8117	-0,6495	-0,4368	-0,2452
$\ln \tau$	0,6931	1,3862	1,7917	2,0794	3,1780
$\ln (\alpha /1- \alpha)$	-1,0352	-0,5813	-0,3768	-0,0966	0,1714
Выщелачивание с добавкой ацетата натрия					
Содержание Au, мг/дм ³	0,42	0,56	0,62	0,78	0,83
Масса золота в растворе, мг	0,42	0,56	0,62	0,78	0,83
Скорость выщелачивания, мг/час	0,21	0,14	0,10	0,09	0,03
Степень превращения(α), доли 1, ед	0,2896	0,3862	0,4275	0,5379	0,5724
$\ln [-\ln(1- \alpha)]$	-1,0729	-0,7172	-0,5837	-0,2587	-0,1629
$\ln \tau$	0,6931	1,3862	1,7917	2,0794	3,1780
$\ln (\alpha /1- \alpha)$	-0,8970	-0,4632	-0,2917	0,1520	0,2917

Полученные кинетические зависимости приведены на рисунках 28 и 29.

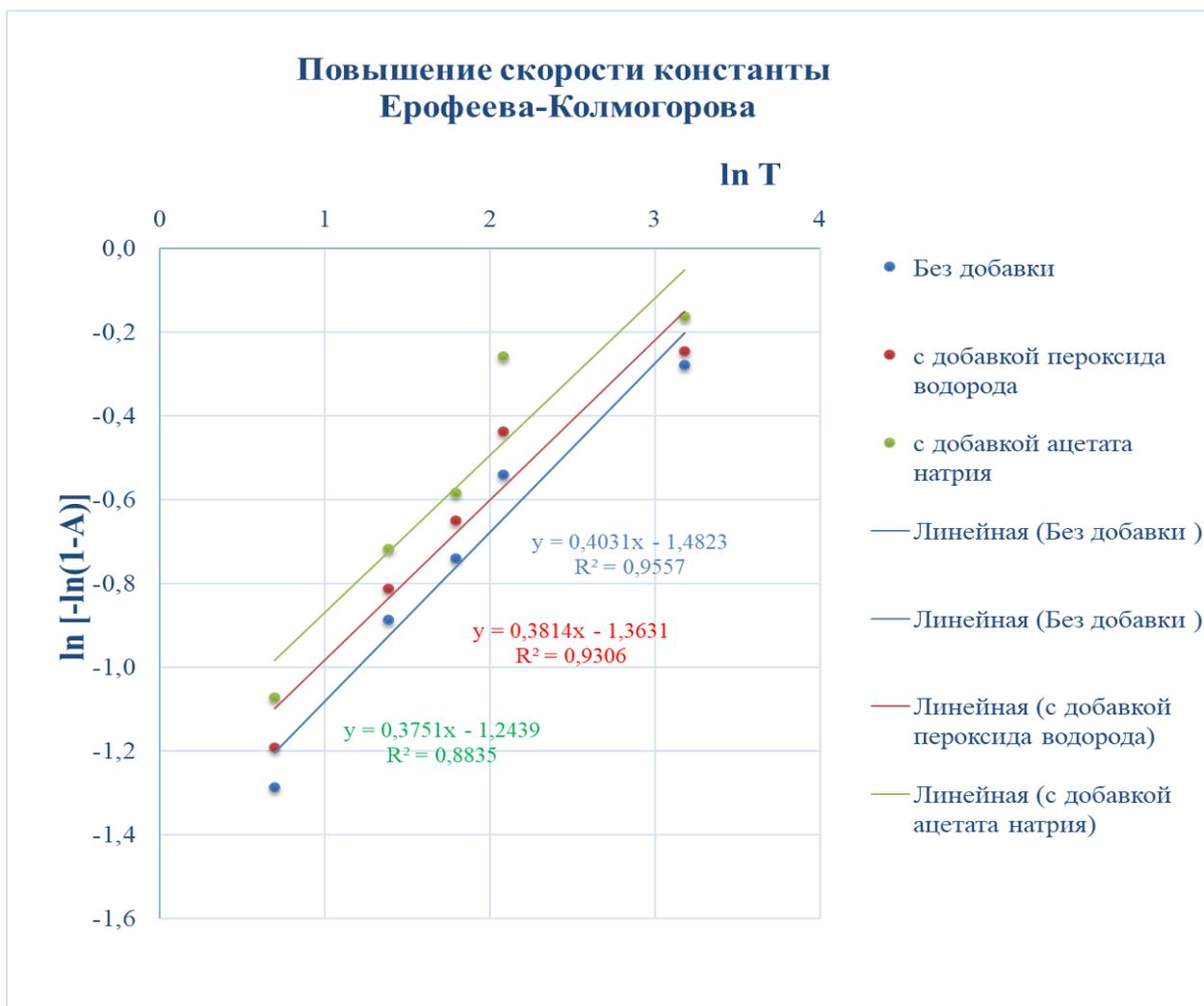


Рисунок 28 – Кинетические зависимости процесса выщелачивания золотосодержащей руды, описанные уравнением Ерофеева-Колмогорова

Таблица 21 – Кинетические константы в соответствии с уравнением Ерофеева-Колмогорова

Кинетическая величина	Условия процесса выщелачивания золотосодержащей руды		
	без добавки реагентов	с добавкой пероксида водорода	с добавкой ацетата натрия
K	0,2278	0,2559	0,2883
ln K	-1,4827	-1,3631	-1,2439
n	0,4032	0,3814	0,3751

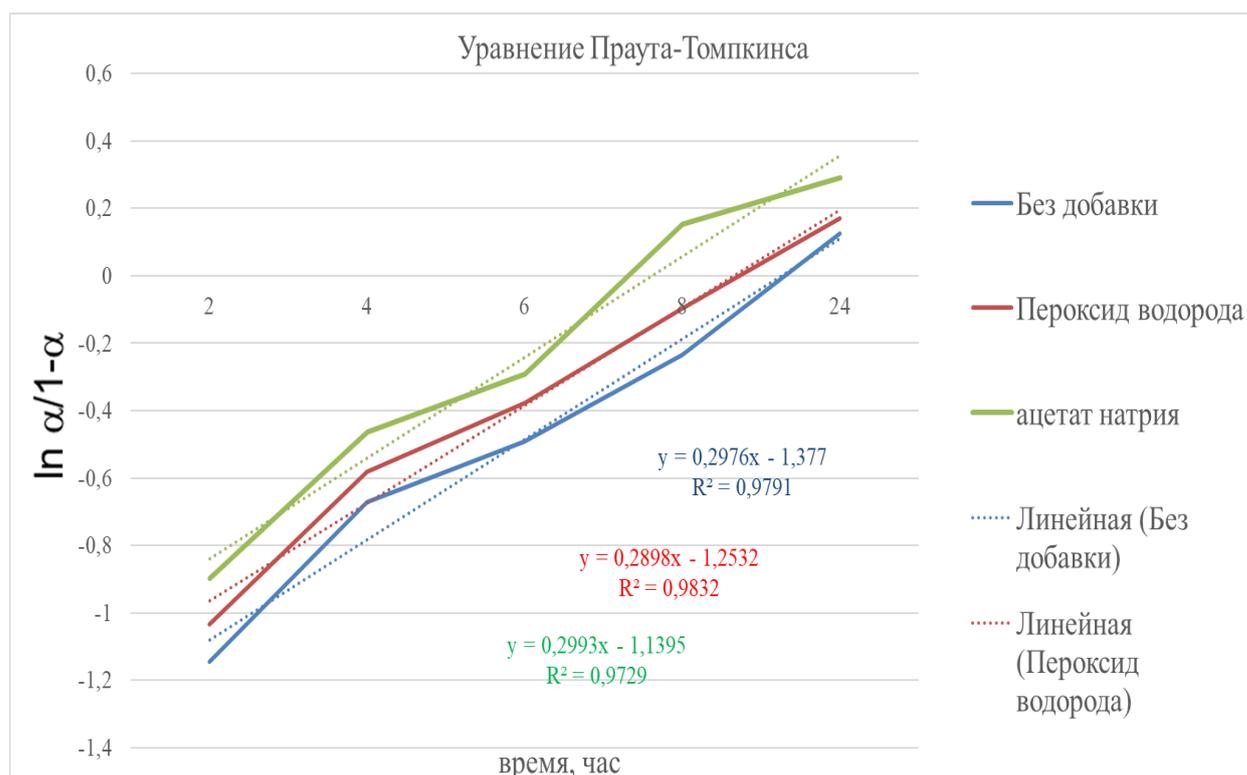


Рисунок 29 – Кинетические зависимости процесса выщелачивания золотосодержащей руды, описанные уравнением Праута-Томпкинса

Таблица 22 – Кинетические константы в соответствии с уравнением Праута-Томпкинса

Кинетическая величина	Условия процесса выщелачивания золотосодержащей руды		
	без добавки реагентов	с добавкой пероксида водорода	с добавкой ацетата натрия
K_1	0,2976	0,2898	0,2993
C	-1,377	-1,2532	-1,1395

Проведенные исследования позволили установить кинетические особенности процесса выщелачивания золотосодержащего сырья. Установлено, что скорость процесса удовлетворительно описывается уравнениями Ерофеева и Праута-Томпкинса и константа скорости выше в случае использования как пероксида, так и ацетата натрия.

Для расчета энергии активации использовали крупности руды -12 мм, масса пробы 500 г, соотношении Т:Ж=1:2, рН 10,5-11, концентрация цианида натрия 0,1 %. Работы проводились при двух температурах $T_1 = 303\text{K}$ и $T_2 = 353\text{K}$, продолжительность выщелачивания составило 6 часов (τ_1 и τ_2). Концентрация золота в растворе C_1 -0.63 мг/дм³ и C_2 -0.89 мг/дм³. Исследование проведено при скорости вращения 40 оборотов в минуту, приведена на рисунке 30.



Рисунок 30 – Лабораторная нагревательная плита с мешалкой для выщелачивания руды

По экспериментальным данным зависимость $C = f(\tau)$, и методом графического дифференцирования, используя уравнение (9), находят скорость реакции при двух разных концентрациях.

$$V_{1(303K)} = 0,63/6 = 0,1050 \text{ мг/час}$$

$$V_{2(353K)} = 0,89/6 = 0,1483 \text{ мг/час}$$

В результате деления двух кинетических уравнений и логарифмирования получают порядок реакции

$$n = \frac{\ln\left(\frac{V_{\tau_1}}{V_{\tau_2}}\right)}{\ln\left(\frac{C_{\tau_1}}{C_{\tau_2}}\right)} \quad (12)$$

где V_{τ_1} , V_{τ_2} , C_{τ_1} , C_{τ_2} – скорость и концентрация реагента в момент времени τ_1 и τ_2 .

Этот же метод можно использовать при определении порядка реакции, когда имеются начальные участки серии кинетических кривых, соответствующих разным начальным концентрациям. В этом случае графически находят скорости при $\tau = 0$ и подставляют их в уравнение (12) вместе со значениями C_0 .

$$n = \frac{\ln\left(\frac{0.1050}{0.1483}\right)}{\ln\left(\frac{0.63}{0.89}\right)} = 0,99$$

Графический вариант дифференциального метода заключается в построении графика зависимости $\ln V = f(\ln C)$ (по одной кинетической кривой) или $\ln V = f(\ln C_0)$ (при наличии серии кинетических кривых). Тангенс угла наклона полученной прямой равен порядку реакции, а отрезок, отсекаемый на оси ординат, – $\ln k$.

$$k = \frac{1}{\tau} \cdot \ln \frac{C_0}{C_\tau}$$

$$k_{1(303\text{K})} = \frac{1}{6} \cdot \ln \frac{0,1050}{0,63} = -0,298626 \text{ час}^{-1}$$

$$k_{2(353\text{K})} = \frac{1}{6} \cdot \ln \frac{0,1483}{0,89} = -0,298664 \text{ час}^{-1}$$

Простые объяснения строятся на том, что в момент столкновения реагирующих частиц их электронные оболочки отталкиваются, и для преодоления этого отталкивания требуется иметь определенный запас энергии. Энергетические затраты необходимы также для разрыва или ослабления старых связей. Кроме того, при столкновении частиц часто требуется их определенная пространственная ориентация.

Для расчета энергии активации по экспериментальным данным используют интегральную форму уравнения Аррениуса. После его логарифмирования получают [120, с. 175]

$$\ln k = \ln A - \frac{E_a}{RT} \quad (13)$$

Следовательно, $\ln k$ линейно зависит от обратной температуры. Энергию активации находят по тангенсу угла наклона прямой, построенной в соответствующих координатах:

$$E_a = -R \text{tg} \alpha. \quad (14)$$

Предэкспоненциальный множитель A определяется отрезком, отсекаемым прямой на оси ординат при $1/T = 0$.

Если имеются данные при двух температурах, то E_a можно рассчитать аналитически:

$$E_a = \frac{R \cdot T_1 \cdot T_2 \cdot \ln \frac{k_2}{k_1}}{T_2 - T_1}, \quad (15)$$

По данным лабораторных исследований определена кажущаяся энергия активации при выщелачивании золота из руды в лабораторной мешалке, что в некотором приближении является аналогом бутылочного теста.

$$E_a = \frac{8,314 \cdot 303 \cdot 353 \cdot 1,2724}{353 - 303} = 22,62 \text{ кДж/моль}$$

Полученные величины порядка реакций $n=0,99$ (12) свидетельствуют, о том, что цианидное выщелачивание золота – это сложный процесс механизм, которого складывается из ряда промежуточных стадий (диффузия реагентов, сорбция молекул на поверхности твердых фаз, химический акт и т.д.), а полученная величина кажущейся энергии активации позволяет высказать мнение о протекании процесса в переходном диффузионно-кинетическом режиме. В этом режиме на показатели извлечения золота влияют и режимы перемешивания в бутылочных тестах, режимы орошения кучи, концентрации реагентов, крупность частиц и другие параметры. Следовательно, в конкретных случаях промышленного применения необходима статистическая обработка данных и поиск оптимальных режимных параметров процесса.

Выводы по 4 разделу

1. По литературным данным изучена вероятность протекания реакций взаимодействия ацетата натрия с сульфидными и другими соединениями, который не позволяет проникновение реагентов на поверхности золота. Термодинамический анализ, показал, что добавление такого сильного окислителя, как пероксид водорода, непосредственно в цианидные растворы, применяемые при кучном выщелачивании золота, приведет к разрушению цианида натрия с образованием щелочи. Снижение концентрации цианида, соответственно, снижает извлечение золота.

2. Концентрация пероксида водорода, равная 0,5 % выбрана, как оптимальный вариант для дальнейших исследований по кучному выщелачиванию золота, в связи с полученными результатами по переработке золотосодержащей руды без обработки руды раствором пероксида водорода и с предварительной ее обработкой этим реагентом. Так, если при первом варианте выщелачивания максимальное извлечение золота составляет 52,03 %, то при втором варианте извлечение золота повышается до 52,92 %.

3. Проведенные исследования подтверждают возможность применения ацетата натрия в качестве реагента, интенсифицирующего процесс выщелачивания золота при крупности руды -12+0 мм и более.

4. При выщелачивании золотосодержащего сырья с добавкой ацетата натрия и одновременным воздействием ультразвуком степень извлечения золота увеличивается на 2,96 %; а при предварительной обработке исходного сырья пероксидом водорода с применением ультразвукового воздействия степень извлечения золота повышается на 0,97 %. При выщелачивании руды в течении 24 часов без ультразвукового воздействия, но при добавлении ацетата натрия

степень извлечения золота увеличивается на 4,05 %, при обработке пероксидом водорода, соответственно на 3,15 %.

5. Вместе с тем для интенсификации процесса кучного выщелачивания золота за счет применения ультразвукового воздействия, необходимо дополнительное проведение промышленных испытаний, при осуществлении которых предлагается использовать излучатели ультразвука необходимой мощности, располагая их непосредственно в массе руды, либо на поверхности кучи.

5 РЕЗУЛЬТАТЫ УКРУПНЕННО-ЛАБОРАТОРНЫХ ИСПЫТАНИЙ ПРОЦЕССА КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА С ПРИМЕНЕНИЕМ ПЕРОКСИДА ВОДОРОДА И АЦЕТАТА НАТРИЯ

5.1 Описание принципиальной технологической схемы кучного выщелачивания золота

Исследовательские работы по технологии кучного выщелачивания золота проводились в лабораторных колоннах. Кучное выщелачивание золота в колоннах проводилось в замкнутом цикле: выщелачивание золота из руды щелочными цианидными растворами – сорбция растворенного золота активированными углями – возврат раствора в оборот на выщелачивание после корректировки концентрации цианида натрия и рН. Принципиальная схема процесса приведена на рисунке 31.

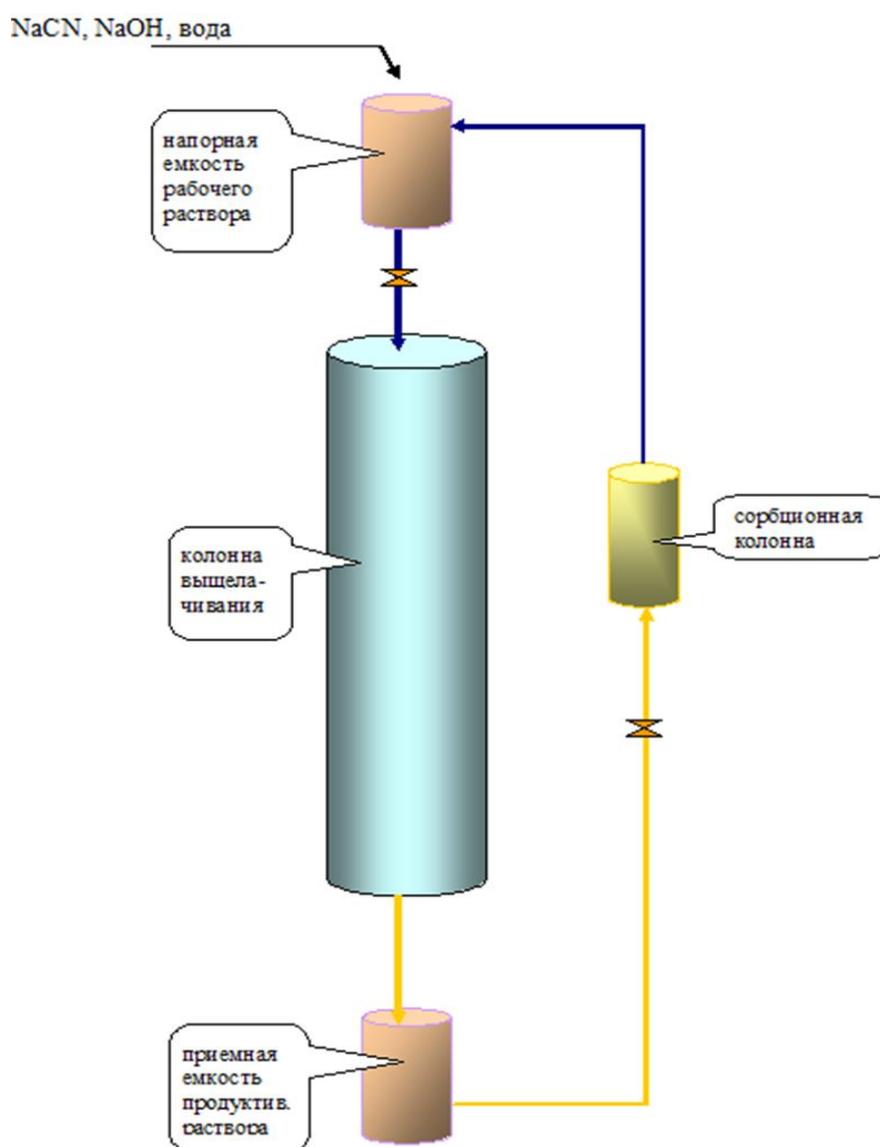


Рисунок 31 – Принципиальная схема установки кучного выщелачивания

Характеристика установки для проведения колонных исследований: крупность руды -20+0 мм; диаметр колонн для выщелачивания – 100 мм; высота колонн для выщелачивания – 800 мм; высота слоя руды в колонне – 750 мм. Масса руды в каждой колонне по сухому весу составляет 9 кг. В качестве выщелачивающего раствора использовали 0,05 %-ный (0,5 г/дм³) раствор цианида натрия, рН поддерживали в пределах 10,5-11,0 посредством добавления гидроксида натрия.

5.2 Проведение сравнительных опытов в колонном тесте, как аналоге кучного выщелачивания золота, с применением пероксида водорода

Для сравнения было проведено три серии исследований по кучному выщелачиванию золота из дробленой руды крупности -20+0 мм: 1) без добавления реагента; 2) с добавлением пероксида водорода; 3) с добавлением ацетата натрия к цианид-щелочному раствору. Промышленная установка, имитирующая процесс КВ золота показана на рисунке 32.



Рисунок 32 – Лабораторная установка для проведения колонных тестов

В качестве сорбента для извлечения растворенного золота из продуктивных растворов использовался активированный уголь Naucarb, получаемый из скорлупы кокосовых орехов и являющийся одним из лучших марок активированных углей, используемых для извлечения растворенного золота из щелочных цианосодержащих растворов и пульп.

Процесс сорбционного извлечения золота из продуктивного раствора показан на рисунке 33.



Рисунок 33 - Сорбционное извлечение золота из продуктивных растворов

При выщелачивании руды с добавлением пероксида водорода применялась следующая методика: – в первые 3 цикла выщелачивания руда обрабатывалась только раствором пероксида водорода концентрации 0,5 %;

- в последующих циклах выщелачивания добавление данного реагента прекращалось и выщелачивание проводилось при помощи цианид-щелочного раствора. Таким образом, для растворения золота потребовалось 15 циклов выщелачивания (Приложение В). Результаты исследований по выщелачиванию золота в колоннах представлены на рисунках 34-36.

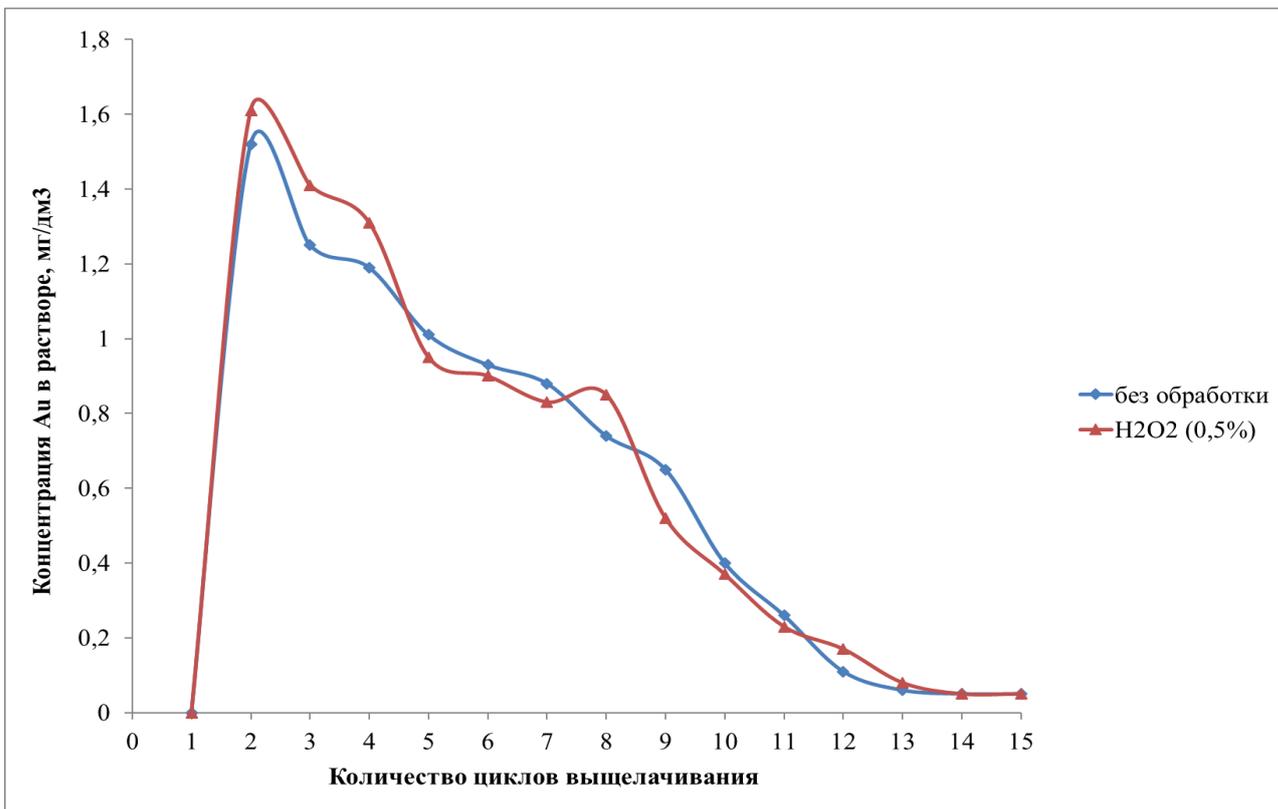


Рисунок 34 - Изменение содержания золота в продуктивных растворах в процессе выщелачивания

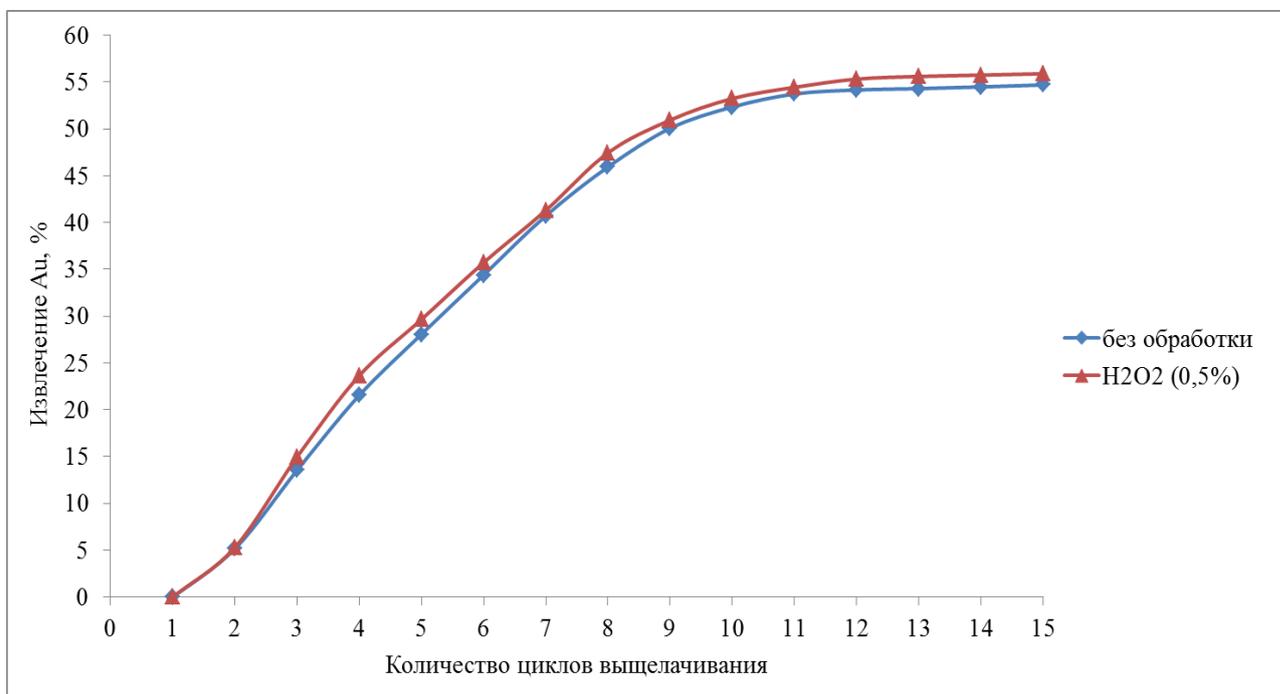


Рисунок 35 – Зависимость извлечения золота от продолжительности выщелачивания в колоннах

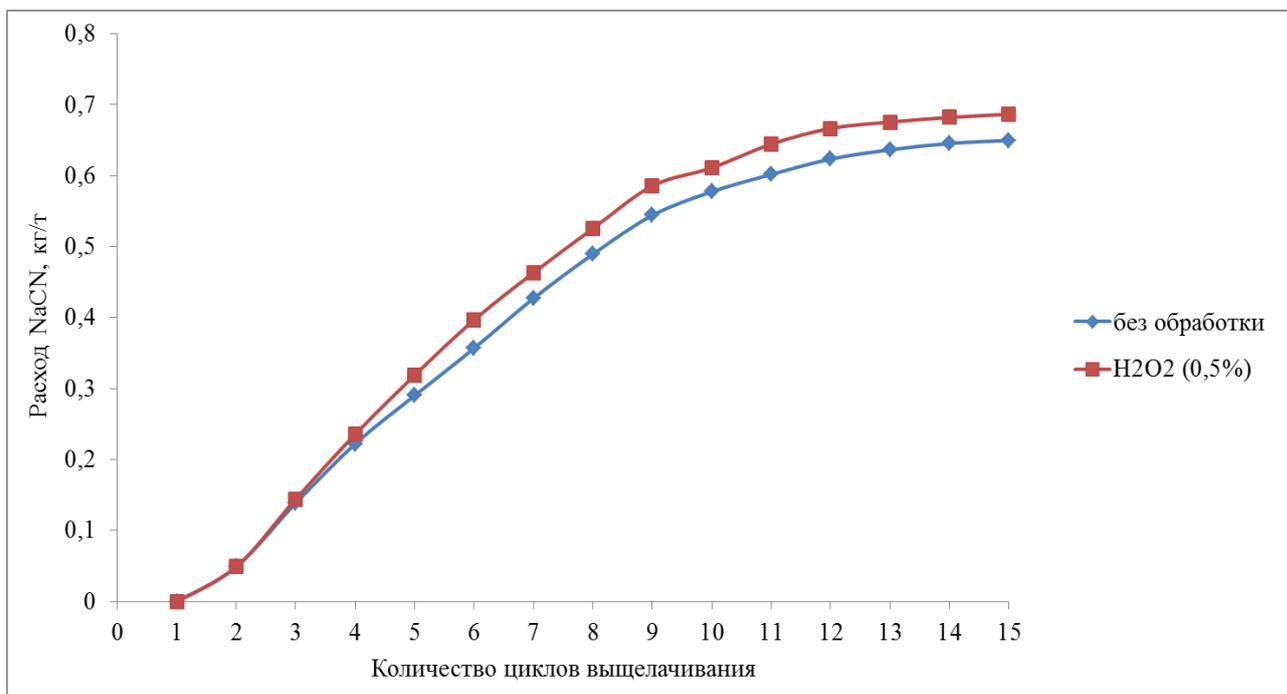


Рисунок 36 – Расход цианида натрия в процессе выщелачивания

Из данных рисунков видно, что обработка руды пероксидом водорода, в начале трех циклов до выщелачивания, увеличивает содержание золота в продуктивных растворах. Степень извлечения золота с обработкой пероксидом водорода (55,89 %) выше на 1,2 % по сравнению с опытами без обработки данным реагентом (54,69 %).

Расход цианида натрия на выщелачивание без обработки составил 0,65 кг/т. Обработка руды пероксидом водорода увеличивает расход цианида натрия на 0,04 кг/т и составляет 0,69 кг/т (рисунок 36).

5.3 Проведение сравнительных опытов в колонном тесте, как аналоге кучного выщелачивания золота, с применением ацетата натрия

По результатам предыдущих лабораторных исследований [121], оптимальный расход ацетата натрия составил 0,5 кг/т руды.

В первые 3 цикла выщелачивания к цианид-щелочному раствору добавлялся ацетат натрия. В последующих циклах выщелачивания добавление данного реагента прекращалось.

Для растворения золота потребовалось 15 циклов выщелачивания (Приложение Г). Суммарное количество полученного продуктивного раствора без добавки реагента составило 2,95 м³/т руды. При выщелачивании руды с добавкой ацетата натрия количество продуктивного раствора практически не изменилось и составило 2,94 м³/т.

Изменение концентрации золота в продуктивных растворах в процессе выщелачивания показано на рисунке 37. Отмечено, что добавление ацетата натрия в начале трех циклов выщелачивания увеличивает скорость растворения и содержание золота в продуктивных растворах.

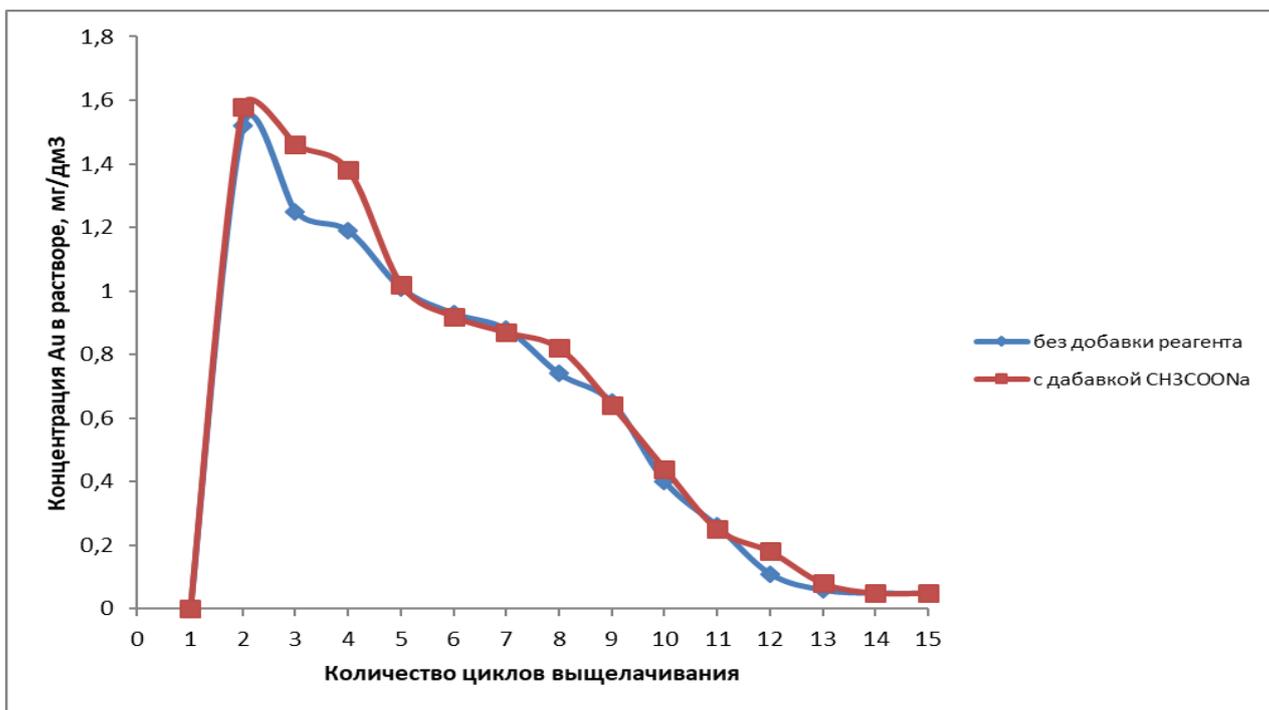


Рисунок 37 - Изменение содержания золота в продуктивных растворах в процессе выщелачивания

На рисунке 38 показаны зависимости извлечения золота из руды от продолжительности выщелачивания из которых видно, что степень извлечения золота с добавлением ацетата натрия (58,74 %) повышается на 4 % по сравнению с опытами без добавления данного реагента (54,69 %).

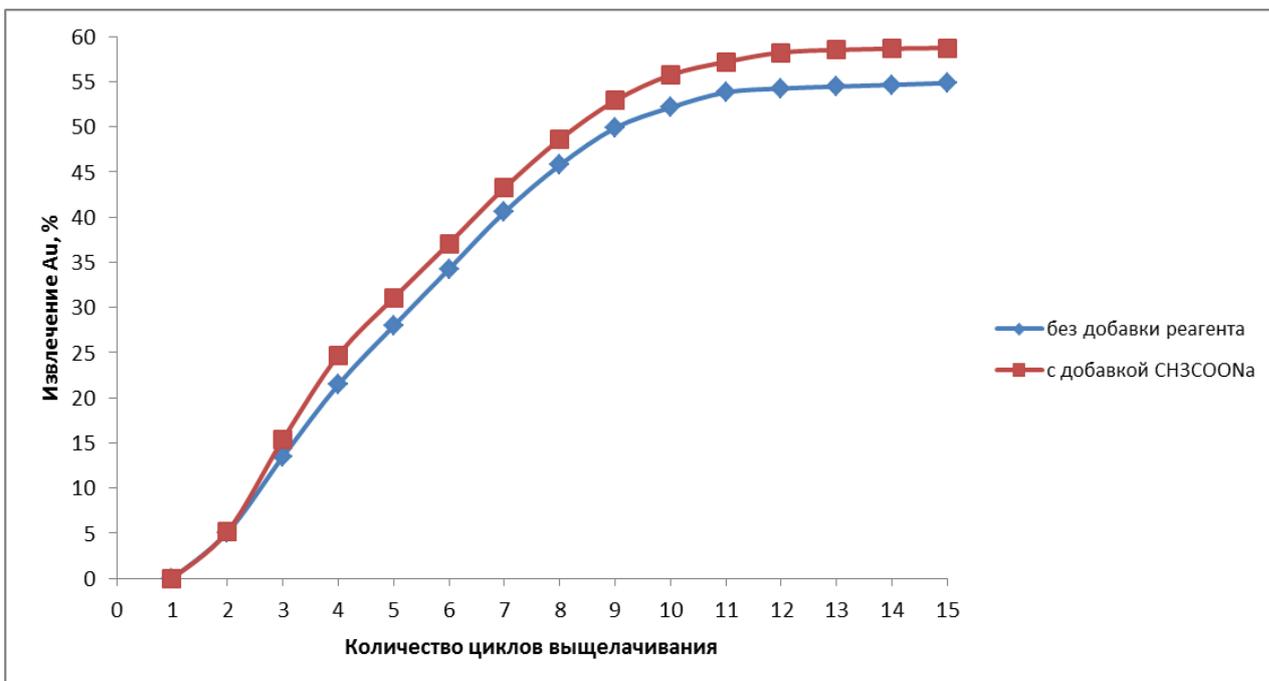


Рисунок 38 – Зависимость извлечения золота от продолжительности выщелачивания

Расход цианида натрия на выщелачивание без добавления реагента составил 0,65 кг/т, а при добавлении ацетата натрия расход цианида натрия уменьшается на 0,06 кг/т и составляет 0,59 кг/т. Изменение концентрации цианида натрия и его расход в процессе выщелачивания приведены на рисунке 39.

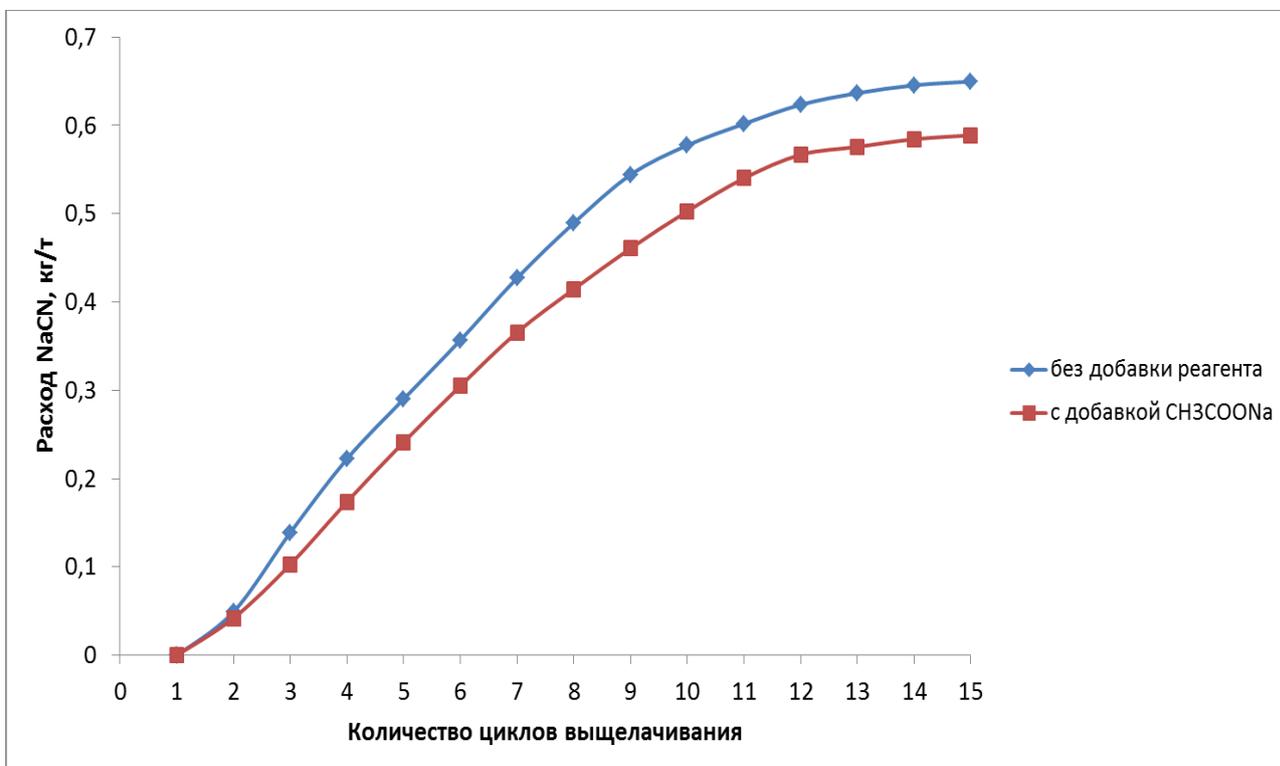


Рисунок 39 – Расход цианида натрия в процессе выщелачивания золотосодержащей руды

5.4 Экономическая оценка процесса интенсификации кучного выщелачивания золота в присутствии пероксида водорода и ацетата натрия

На основании полученных данных произведен расчет баланса золота при кучном выщелачивании золота из руды месторождения Сари-Гунай (таблица 23).

Для расчета ожидаемого извлечения золота в промышленных условиях использован коэффициент перехода от колонных тестов к промышленной эксплуатации, равный 0,9.

Таблица 23 – Баланс золота при проведении кучного выщелачивания в колонных тестах

Наименование показателей	Показатели		
	Без добавки реагента	с добавкой пероксида водорода (0,5%)	с добавкой ацетата натрия (0,5 кг/т)
Крупность руды, мм	-20+0	-20+0	-20+0
Количество циклов выщелачивания и сорбции	15	15	15
Извлечено золота активированным углем: г/т руды %	1,57	1,62	1,69
	54,13	55,86	58,27
Извлечено золота на операции водной отмывки, г/т руды	0,05	0,05	0,06
Выведено золота с анализируемыми растворами и последними растворами после сорбции, г/т руды	0,04	0,03	0,04
Содержание золота в хвостах колонного выщелачивания, г/т	1,36	1,33	1,24
Расчетное содержание золота в исходной руде, г/т	3,02	3,03	3,03
Степень растворения золота из руды по балансу, %	54,69	55,89	58,74
Ожидаемое извлечение золота в товарную продукцию - сплав Доре, %	48,95	50,02	52,57

Среднее расчетное содержание золота в руде по результатам колонных тестов составляет 3,02 г/т – без добавки реагента и 3,03 г/т – при введении пероксида водорода и ацетата натрия. Это хорошо согласуется с результатами пробирных и ситовых анализов руды, согласно которым растворение золота из руды в значительной степени зависит от крупности руды.

Для переработки малосульфидных руд месторождения Сари-Гунай рекомендована наиболее эффективная схема технологии, обеспечивающая высокие показатели по извлечению золота (рисунок 40).

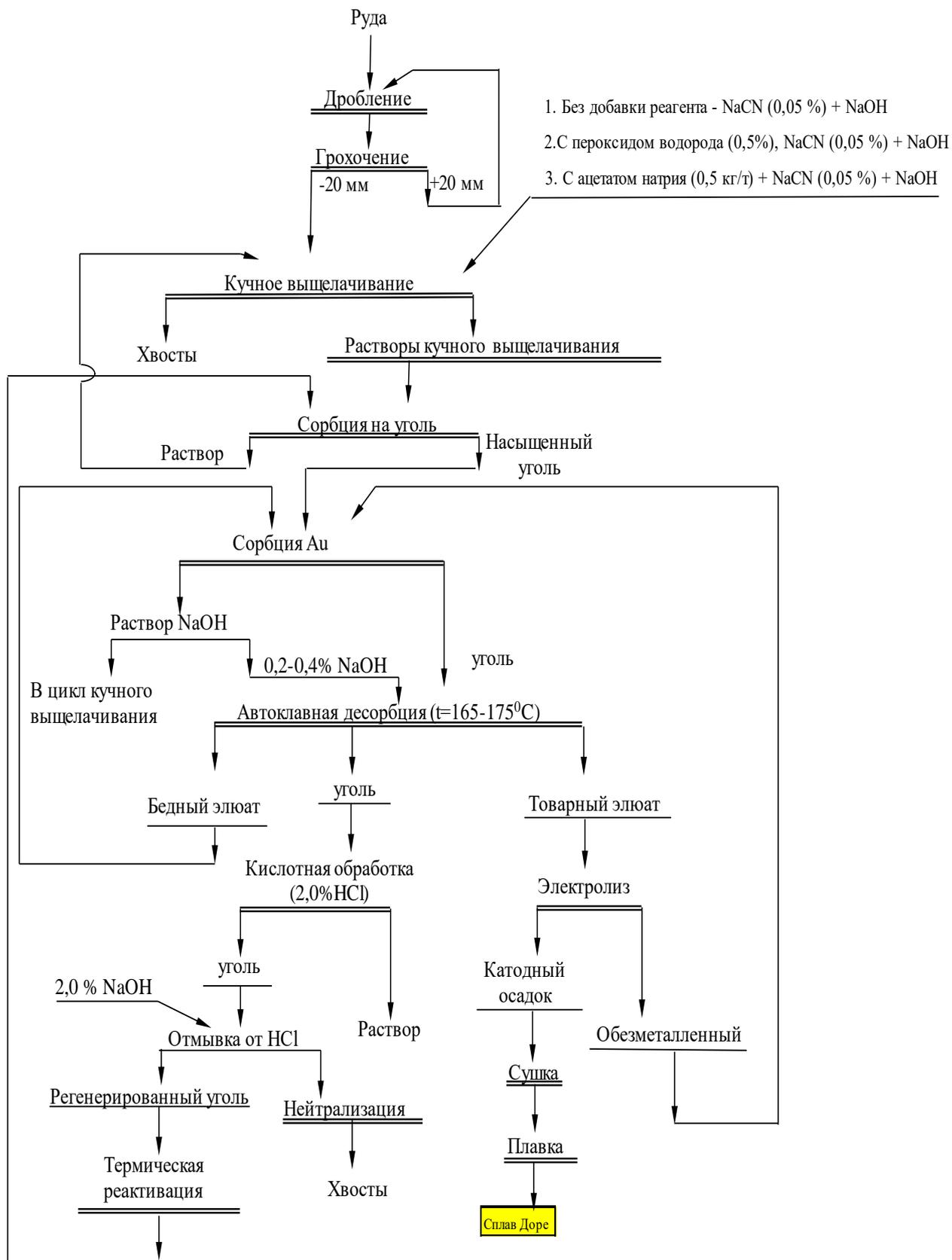


Рисунок 40 – Рекомендуемая технологическая схема переработки руды месторождения Сари-Гунай

Для оценки рентабельности предлагаемой технологии были выполнены расчеты экономических показателей по извлечению золота из руды на примере гидromеталлургического завода по переработке руды месторождения Сари-Гунай. Планируемая годовая производительность завода – 2 млн. тонн руды в год, среднее содержание золота в руде – 2,90 г/т.

В процессе испытаний колонного теста извлечение золота по предлагаемому способу с применением пероксида водорода и ацетата натрия было несколько выше, чем при использовании известного способа без добавки реагента.

Таблица 24 – Баланс по золоту при переработке золотосодержащих руд на 1 тонну

№ п/п	Наименование продукта	Масса, кг	Расчетное содержание Au, г/т	Масса Au, г	Распределение Au, %
1. Цианидное выщелачивание руды без добавления реагентов					
1.1	Вход:				
	Руда	1000	3,02	3,02	100,00
	Всего			3,02	100,00
1.2	Выход:				
	Продуктивный раствор	2948	0,56	1,65	54,69
	Извлечение золота на водной отмывке и на анализ	422	0,04	0,01	0,50
	Хвосты	1000	1,36	1,36	44,81
	Всего			3,02	100,00
2. Цианидное выщелачивание с предварительной обработкой руды раствором пероксида водорода (0,5 %)					
2.1	Вход:				
	Руда	1000	3,03	3,03	100,00
	Всего		3,03	3,03	100,00
2.2	Выход:				
	Продуктивный раствор	2944	0,58	1,70	55,89
	Извлечение золота на водной отмывке и на анализ	426	0,03	0,01	0,44
	Хвосты	1000	1,33	1,33	43,67
	Всего			3,03	100,00

Продолжение таблицы 24

№ п/п	Наименование продукта	Масса, кг	Расчетное содержание Au, г/т	Масса Au, г	Распределение Au, %
3. Цианидное выщелачивание руды в присутствии ацетата натрия с расходом 0,5 кг/т					
3.1	Вход:				
	Руда	1000	3,03	3,03	100,00
	Всего			3,03	100,00
3.2	Выход:				
	Продуктивный раствор	2944	0,61	1,78	58,74
	Извлечение золота на водной отмывке и на анализ	408	0,04	0,01	0,48
	Хвосты	1000	1,24	1,24	40,77
	Всего			3,03	100,00

Прирост извлечения золота составил 4,05 % – с ацетатом натрия и 1,2 % – с пероксидом водорода что в фактически соответствует извлечению с ацетатом натрия 0,13 г и пероксидом водорода 0,05 г золота из одной тонны руды, или с ацетатом натрия – 260000 г и с пероксидом водорода – 100000 г золота в год. При цене 1 г золота, равном 55,36 долларов США, прибыль составит, соответственно, при добавке ацетата натрия – 14393,6 тыс. долларов (6045312 тыс. тенге) и пероксида водорода – 5536 тыс. долларов (2325120 тыс. тенге). Принятый курс валюты – 1 доллар = 420 тенге.

Также при использовании предлагаемого способа, предусматривающего добавление ацетата натрия, происходит существенное снижение расхода цианида натрия. В таблице 25 приведен расчет стоимости расходов на цианид натрия, гидроксид натрия, ацетат натрия и пероксид водорода в расчете на 1 тонну руды.

Таблица 25 – Стоимость реагентов на переработку 1 тонны руды

№ п/п	Наименование	Расход, кг/т	Цена за кг, доллар	Цена за кг, тенге	Сумма, тенге
1. Цианидное выщелачивание руды без добавления реагентов					
1.1	Цианид натрия	0,65	4,04	1700	1105
1.2	Гидроксид натрия	0,27	0,48	200	54

Продолжение таблицы 25

№ п/п	Наименование	Расход, кг/т	Цена за кг, доллар	Цена за кг, тенге	Сумма, тенге
2. Цианидное выщелачивание при обработке руды раствором пероксида водорода (0,5 %)					
2.1	Цианид натрия	0,69	4,04	1700	1173
2.2	Гидроксид натрия	0,32	0,48	200	64
2.3	Пероксид водорода - 0,5 %	0,29	1,66	700	203
3. Цианидное выщелачивание руды в присутствии ацетата натрия и расходе 0,5 кг/т					
3.1	Цианид натрия	0,59	4,04	1700	1003
3.2	Гидроксид натрия	0,40	0,48	200	80
3.3	Ацетат натрия	0,50	1,55	650	325
Примечание – Принят курс доллара (США) 1 \$ = 420,0 тенге					

Расчет экономической эффективности по переработке руды с применением пероксида водорода и ацетата натрия в сравнении с известным способом цианидного выщелачивания (без добавки реагентов) по учтенным затратам реагентов приведен в таблице 26.

Таблица 26 – Эффективность планируемого производства по переработке 2 млн тонны руды в год по технологии кучного выщелачивания золота

Наименование показателей	Показатели					
	Без добавки реагента		С добавкой пероксида водорода (0,5%)		С добавкой ацетата натрия (0,5 кг/т)	
	на 1 тонны руды	на 2 млн тонны руды	на 1 тонны руды	на 2 млн тонны руды	на 1 тонны руды	на 2 млн тонны руды
Стоимость цианида натрия, тыс. тенге	1,105	2021	1,173	2346	1,003	2006
Стоимость гидроксида натрия, тыс. тенге	0,054	108000	0,064	128000	0,080	160000
Стоимость реагента органического происхождения, тыс. тенге	–	–	–	–	0,325	650000

Продолжение таблицы 26

Наименование показателей	Показатели					
	Без добавки реагента		С добавкой пероксида водорода (0,5%)		С добавкой ацетата натрия (0,5 кг/т)	
	на 1 тонны руды	на 2 млн тонны руды	на 1 тонны руды	на 2 млн тонны руды	на 1 тонны руды	на 2 млн тонны руды
Стоимость реагента окислителя, тыс. тенге	–	–	0,203	406000	–	–
Итого, расходов на реагенты, тыс. тенге	1,159	110021	1,44	536346	1,408	812006
Увеличение расходов на реагенты, тыс. тенге	–	–	0,281	426325	0,249	701985

Годовая экономическая оценка переработки 2 млн тонны руды с содержанием в них золота 2,90 г/т показала, что общая прибыль без добавки реагентов (54,69 %) составит 71503675 тыс. тенге, с добавлением пероксида водорода (55,89 %) – 73402470 тыс. тенге и с добавлением ацетатом натрия (58,74 %) – 76847002 тыс. тенге, соответственно.

Общая ожидаемая годовая экономическая эффективность $Q_{\text{общ}}$ предлагаемого способа рассчитана по нижеприведенной формуле:

$$Q_{\text{общ}} = Q_1 - Q_2, \quad (16)$$

где Q_1 – прибыль, полученная за счет увеличения выпуска золота, тыс. тенге в год;

Q_2 – расход реагентов, тыс. тенге в год.

$$Q_{\text{общ. (с добавкой пероксида водорода)}} = 2325120 - 426325 = 1898795 \text{ тыс. тенге} \\ \text{или } 4520,940 \text{ тыс. долларов в год.}$$

$$Q_{\text{общ. (с добавкой ацетата натрия)}} = 6045312 - 701985 = 5343327 \text{ тыс. тенге} \\ \text{или } 12722,207 \text{ тыс. долларов в год}$$

Таким образом, ожидаемая годовая экономическая эффективность от предлагаемого способа по кучному выщелачиванию 2 млн. тонн золотосодержащей руды составит более 1,8 млрд. тенге, в случае применения пероксида водорода, и более 5,3 млрд. тенге, в случае применения ацетата натрия.

Выводы по 5 разделу

1. Предварительная обработка золотосодержащей руды пероксидом водорода (0,5 %) при кучном выщелачивании золота увеличивает скорость растворения и повышает извлечение золота на 1,2 %, что составляет 55,89 %, в то время, как без обработки извлечение золота составляет 54,69 %. При этом наблюдается увеличение расхода цианида натрия до 0,04 кг/т.

2. Исследования колонными установками позволили смоделировать условия кучного выщелачивания. Установлено, что использование добавки ацетата натрия (0,5 кг/т) интенсифицирует процесс выщелачивания золотосодержащей руды. При этом извлечение золота из руды повышается на 4 % и составляет 58,74 %, а расход цианида натрия сокращается до 0,06 кг/т.

3. Ожидаемое извлечение золота в товарную продукцию – сплав Доре составило: при выщелачивании без добавления соответствующих реагентов – 48,95 %, при добавлении пероксида водорода – 50,02 %, при добавлении – ацетата натрия 52,57 %.

4. В укрупненно-лабораторном масштабе проверена предлагаемая технология кучного выщелачивания золота. Предлагаемый способ рекомендован для его проверки в опытно-промышленных масштабах.

5. Ожидаемая экономическая эффективность предлагаемой технологии кучного выщелачивания золота, рассчитанная при условии переработки 2 млн. тонн руды в год цианидными растворами ($C_{\text{NaCN}} = 0,5 \text{ г/дм}^3$ или 0,05 %) в присутствии ацетата натрия и пероксида водорода, также в сравнении со стандартным способом выщелачивания, по учтенным затратам реагентов составит: с ацетатом натрия более – 5,3 млрд. тенге и пероксидом водорода – более 1,8 млрд. тенге.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Краткие выводы по результатам диссертационных исследований

1. Анализ состава золотосодержащих руд месторождения Сари-Гунай, Исламской Республики Иран, выбранных в качестве объекта исследований, показал, что промышленно ценным компонентом является только золото, находящееся в исходном сырье в виде дисперсных зерен. Минералогический анализ руды выявил наличие включений в гидроксидах, оксидах железа и скородите, а также в таких минералах, как пирит, арсенопирит, галенит, фиксирующихся в тяжелых фракциях в виде редких и единичных зерен.

2. Проведены лабораторные испытания в аппарате-агитаторе для бутылочных, ультразвуковых исследований и в колонном тесте укрупненно-лабораторного аналога кучного выщелачивания, имитирующих промышленные установки.

3. Разработано теоретическое обоснование применения пероксида водорода, ацетата натрия и ультразвукового воздействия для интенсификации процесса цианидного кучного выщелачивания золота в окисленных малосульфидных рудах, что позволяет снизить расход цианида натрия и повысить скорости растворения и извлечения золота.

4. Выявлен механизм выщелачивания золота в цианидно-щелочном растворе и установлены кинетические закономерности использования цианидного кучного выщелачивания в присутствии ацетата натрия и пероксида водорода, связанный:

- с увеличением межзеренных границ соединений;
- ускорением молекулярной диффузии раствора циан-иона и кислорода;
- расширением пор и появлением микротрещин на поверхности золотосодержащих минералов, что подтверждено в ходе укрупненных лабораторных испытаний.

5. Термодинамический анализ показал вероятность протекания реакций взаимодействия ацетата натрия с сульфидными минералами, что облегчает доступ цианида к поверхности золотинок золотосодержащей руды.

6. Разработана технология интенсификации процесса цианидного кучного выщелачивания золота с применением пероксида водорода и ацетата натрия.

7. Разработана методика обработки руды и кинетику влияния пероксида водорода и ацетата натрия на процесс кучного выщелачивания золота малосульфидной золотосодержащей руды. Методика основана на термодинамическом анализе использования пероксида водорода и ацетата натрия при цианидно-щелочных растворах в процессе кучного выщелачивания золота, также кинетических закономерностей;

8. Доказано возможность использования пероксида водорода для интенсификации процесса извлечения золота при цианидном выщелачивании руды. Для исключения разрушения цианида натрия и увеличения расхода этого дорогостоящего реагента предлагается предварительно обрабатывать руду раствором пероксида водорода (0,5%), так как это способствует повышению

извлечения золота с 53,06 % до 54,73 %. Для последующих исследований кучного выщелачивания золота данная концентрация пероксида водорода (0,5 %) выбрана, как оптимальная в связи с тем, что при последующем повышении расхода пероксида водорода существенных изменений не наблюдается.

9. Изучено влияние ультразвукового воздействия на извлечение золота в раствор. По сравнению с извлечением золота без использования реагентов, при ультразвуковом воздействии в течение 6 часов и одновременной добавке ацетата натрия степень извлечения золота увеличивается на 2,96 %, а при обработке пероксидом водорода - на 0,97 %.

10. Разработан способ переработки золотосодержащих руд методом кучного выщелачивания, включающий выщелачивание золота из руды щелочными цианидными растворами, сорбцию растворенного золота активированными углями, возврат раствора в оборот на выщелачивание после корректировки концентрации цианида натрия и рН, отличающийся тем, что первые 3 цикла выщелачивания к цианид-щелочному раствору добавляется ацетат натрия с расходом 0,5 кг/т. На основании этого получен патент на полезную модель № 6316.

11. Установлено, что с увеличением температуры лимитирующей стадией может стать диффузионный режим, а с увеличением интенсивности перемешивания – кинетический.

12. Разработана технологическая схема для кучного выщелачивания золота месторождения с применением пероксида водорода и ацетата натрия.

13. Выполнена экономическая оценка применения пероксида водорода и ацетата натрия в технологии цианидного кучного выщелачивания и извлечения золота из малосульфидных золотосодержащих руд.

Оценка полноты решения поставленных задач

Поставленные задачи в диссертационной работе, решены в полной мере и разработана технология переработки по кучному выщелачиванию золота из окисленной малосульфидной руды с применением ацетата натрия для растворения сульфидных минералов (концентрация цианида натрия в рабочем растворе 0,5 г/дм³). Проведены укрупненно-лабораторные испытания и разработана технологическая схема по технологии кучного выщелачивания золота.

Рекомендации и исходные данные по конкретному использованию результатов

Результаты исследований подтверждены проведенными укрупненно-лабораторными испытаниями способа переработки золотосодержащих руд с применением ацетата натрия и пероксида водорода. Технология кучного выщелачивания золота с использованием ацетата натрия и пероксида водорода рекомендуется для проведения в опытно-промышленных условиях. Результаты исследований и предлагаемая технология представляют большой интерес для промышленной переработки золотосодержащих окисленных малосульфидных руд месторождения Сари-Гунай и аналогичного сырья на предприятиях Казахстана.

Оценка технико-экономической эффективности внедрения

Ожидаемая экономическая эффективность предлагаемой технологии кучного выщелачивания золота, рассчитанная при условии переработки 2 млн. тонн руды в год цианидными растворами ($C_{\text{NaCN}} = 0,5 \text{ г/дм}^3$ или 0,05 %) в присутствии ацетата натрия и пероксида водорода, в сравнении со стандартным способом выщелачивания, по учтенным затратам реагентов, составит: с ацетатом натрия более – 5,3 млрд. тенге; с пероксидом водорода – более 1,8 млрд. тенге.

Оценка научного уровня выполненной работы в сравнении с лучшими достижениями в данной области

Проведена патентный технический поиск по направлению темы диссертации. Приведенные результаты достоверны и представляют научную ценность. Применение современных методов физико-химического анализа и исследований позволяют сделать вывод о том, что диссертационная работа соответствует современному научно-техническому уровню. Данный способ интенсификации процесса кучного выщелачивания золота с применением различных реагентов и физико-химических методов актуален, отвечает современным тенденциям развития золотодобывающего производства в мире.

Новые научные результаты, представленные патентом на полезную модель Республики Казахстан (Приложение Д).

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

- 1 Царьков В.А., Добросконин В.В. Извлечение золота из коренных труднообогатимых руд штата Невада // Горный журнал. – 2000. – № 11-12. – С. 8-13.
- 2 Чантурия В.А., Седельников Г.В. Развития золотодобычи и технологии обогащения золотосодержащих руд и россыпей // Горный журнал. – 1998. – № 5. – С. 5-9.
- 3 Сычева Е.А. Особенности переработки упорных золотосодержащих полиметаллических материалов. Благородные и редкие металлы // Труды IV международной конференции «БРМ -2003». – Донецк, 2003. – С. 204-206.
- 4 Плаксин И.Н. Металлургия благородных металлов. – М., 1958. – С. 51-183.
- 5 Бескровная В.П., Коган Д.И., Панченко Г.М. и др. Усовершенствованные технологические схемы для переработки золотосодержащих руд // Горный журнал, 2001. – № 5. С. 66-68.
- 6 Senanayake G. Kinetics and Reaction Mechanism of Gold Cyanidation: Surface Reaction Model via Au (I)-OH-CN Complexes // Hydrometallurgy. – 2005. – Vol. 80. – P. 1-12.
- 7 Ghobadi B., Noaparast M., Shafaei S. Z., Unesi M. Optimization of cyanidation parameters to increase the capacity of Aghdarre gold mill // JME. – 2014. – Vol. 5. – P. 121-128.
- 8 Мусин Е.М. Проекты Иргиредмет в Иране. // www.zolteh.ru.
- 9 Pat. 3617567 USA. /Mathre; Owen Bertwell. (1971) заяв.15.05.1969, опубл. 02.11.1971.
- 10 Пат. 2624751С1 РФ. Способ цианистого выщелачивания золота и серебра /Лобанов В.Г., Тимофеев Е.И., Набиуллин Ф.М., Начаров В.Б., Третьяков А.В., Филонов Н. А., Миков С. В., Горбут В.Н., Маковская О.Ю., Старков А.М; заяв 11.04.2016, опубл. 06.07.2017, бюл. № 19.
- 11 Пат. 2361076С1 РФ. Способ кучного выщелачивания золота из окисленных и смешанных руд /Шумилова Лидия Владимировна, РезникЮрий Николаевич, Зыков Николай Васильевич, ДобромысловЮрий Павлович, Конарева Татьяна Геннадьевна; заяв. 06.12.2007 опубл. 10.07.2009 Бюл. № 19.
- 12 Пат. 9446 РК. Способ кучного выщелачивания золотосодержащих руд /Бейсембаев Б.Б., Кенжалиев Б.К., Абсалямов Х.К., Говядовская О.Ю., Копенов М.К., Турсунбаева А.К; заяв. 17.08.1999, опубл. 15.09.2000, бюл. № 9.
- 13 Пат. 2458162 РФ. Способ извлечения золота из гравитационных концентратов /Дроздов С.В., Проскуракова И.А; – опубл. 10.08.2012.
- 14 Пат. 2522921 РФ. Способ извлечения золота из руд и концентратов /Стрижко Л.С., Бобоев И.Р., Гурин К.К., Трещетенков Е.Е., Саруханова Я.Р., Трещентикова И.Л., Чурикова О.А., Алексахин А.В; – опубл. 20.07.2014.
- 15 Пат. 27335 РК. Способ цианирования золотосодержащих руд и концентратов /Якунин А.И; – опубл. 16.09.2013.
- 16 Pat. 8821613 USA. Method for thiosulfate leaching of precious metal-

containing materials /Ji Jinxing, Fleming Christopher Andrew, West-Sells Paul George, Hackl Ralph Peter; – Sep 2, 2014.

17 Pat. 8388730 USA. Process of leaching gold /Nippon Mining & Metals Co., Abe Yoshifumi, Hosaka Hiroshi, Takebayashi Kazuaki, Ishiguro Yasunari, Yoshimura Akira; – Mar 5, 2013.

18 Стоимость и запасы золота в мире. Аналитика // www.ria.ru. 24.08.2011.

19 Metals Focus Gold Focus 2020. – London. 2020. – P. 20-21. // www.metalsfocus.com.

20 Доклад Thomson Reuters GFMS Gold Survey 2019 // Электронный ресурс. www.mr-andynet.livejournal.com. 27.07.2019.

21 Верхозин С. Горнодобывающая промышленность Ирана. Обзор. Золотодобыча <https://zolotodb.ru/article/12039>.

22 Nezafati, Nima. Mineral Resources of Iran; an overview // Conference: 66. Berg- und Hüttenmännischer Tag (BHT), At Freiberg, Germany, Vol. 66, 2015. <https://doi.org/10.13140/rg.2.1.4776.5602>.

23 Hossein Kouhestani, Nematollah Rashidnejad-Omran, Ebrahim Rastad, Mohammad Mohajjel, Richard J. Goldfarb, Majid Ghaderi. Orogenic gold mineralization at the Chah Bagh deposit, Muteh gold district, Iran // Journal of Asian Earth Sciences, Vol. 91, 2014, P. 89-106, <https://doi.org/10.1016/j.jseaes.2014.04.027>.

24 Hossein Kouhestani, Majid Ghaderi, Ross R. Large, Khin Zaw. Texture and chemistry of pyrite at ChahZard epithermal gold–silver deposit, Iran // Ore Geology Reviews, Vol. 84, 2017, P. 80-101. <https://doi.org/10.1016/j.oregeorev.2017.01.002>.

25 Farhang Aliyari, Ebrahim Rastad, Mohammad Mohajjel, Greg B. Arehart. Geology and geochemistry of D–O–C isotope systematics of the Qolqoleh gold deposit, Northwestern Iran: Implications for ore genesis // Ore Geology Reviews, Vol. 36, Iss. 4, 2009, P. 306-314, <https://doi.org/10.1016/j.oregeorev.2009.06.003>.

26 Farhang Aliyari, Ebrahim Rastad, Richard J. Goldfarb, Jafar Abdollahi Sharif, Geochemistry of hydrothermal alteration at the Qolqoleh gold deposit, northern Sanandaj–Sirjan metamorphic belt, northwestern Iran: Vectors to high-grade ore bodies // Journal of Geochemical Exploration, Vol. 140, 2014, P. 111-125, <https://doi.org/10.1016/j.gexplo.2014.01.007>.

27 Esmaeel Ashrafpour, Kevin M. Ansdell, Saeed Alirezaei. Hydrothermal fluid evolution and ore genesis in the Arghash epithermal gold prospect, northeastern Iran // Journal of Asian Earth Sciences, Vol. 51, 2012, P. 30-44, <https://doi.org/10.1016/j.jseaes.2012.01.020>.

28 В Курдистане произведено 3200 кг золота в прошедшем финансовом году. ИрТАГ. <https://irtag.info/ru/news/v-kurdistane-proizvedeno-3200-kg-zolota-v-proshedshem-finansovom-godu->. 19.04.2019.

29 Дементьев В.Е., Дружина Г.Я., Гудков С.С. Кучное выщелачивание золота и серебра, - Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 2004. - 352 с.

30 Применение метода кучного выщелачивания золота на Майском руднике /Татаринов А.П., Строганов Г.А., Синакевич А.А., Григорьев С.Г., Цитлидзе К.М., Чечкин В.И., Соколов В.В. //Цв. мет. - 1998. - №5. - С.41-43.

31 Manning T.J., Kappes D.W. Heap Leaching of Gold and Silver Ores // Gold Ore Processing (Second Edition). 2016. pp. 413-428. DOI: 10.1016/B978-0-444-63658-4.00025-6.

32 Караганова В.В., Ужкенов Б.С. Кучное выщелачивание золота – зарубежный опыт и перспективы развития. Справочник. – Москва-Алматы, 2002. – С. 288.

33 Kappes D.W. Heap leaching of gold and silver ores // Editor(s): Mike D. Adams, B.A. Wills, Developments in Mineral Processing, Elsevier. 2005. Vol. 15. pp. 456-478. DOI: 10.1016/S0167-4528(05)15019-4.

34 I.M.S.K. Plankoon, Yuan Tang, Yousef Ghorbani, Stephen Northey, Mohan Yellishetty, Xiangyi Deng, Diane McBride. The current state and future directions of percolation leaching in the Chinese mining industry: Challenges and opportunities // Minerals Engineering. 2018. Vol. 125. pp. 206-222. DOI: 10.1016/j.mineng.2018.06.006.

35 Mark G. Aylmore, Jacobus J. Eksteen, Mike G. Jones, Martin Wells. The mineralogy and processing potential of the Commonwealth project in the Molong Volcanic Belt, central eastern New South Wales, Australia // Ore Geology Reviews. 2019. Vol. 111. DOI: 10.1016/j.oregeorev.2019.102976

36 Marsden J., House I. The Chemistry of Gold Extraction // Society for Mining, Metallurgy and Exploration. West Sussex, England: Ellis Horwood. 2006. pp. 48-50.

37 Фазлуллин М.И. Кучное выщелачивание благородных металлов // Издательство Академии горных наук. М.: 2001.

38 Технологический регламент на переработку окисленной руды месторождения «Сари-Гунай» методом кучного выщелачивания. Иргиредмет. Рук. В.Е. Дементьев. - Иркутск. 2011г.

39 Болотова Л.С., Романенко А.Г. Инновационные технологии и разработки в области благородных металлов // Научно-технический журнал Промышленность Казахстана. – Алматы, 2013. – № 4(79), 08. – С. 24-26.

40 Болотова Л.С., Романенко А.Г. Технологическая и экономическая оценка сорбентов в процессе кучного выщелачивания золота. /Матер. междунар. совещ. «Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2014)». – Алматы, (Казахстан), 2014. – С. 404-407

41 Жарменов А.А., Шалгымбаев С.Т., Болотова Л.С., Петров А.И., Романенко А.Г. Золотые технологии и проекты Казмеханобра. //Материалы научно-практической конференции Абишевские чтения - 2016 «Инновации в комплексной переработке минерального сырья», г. Алматы – 2016. – С.258-263.

42 Технологический регламент для разработки проекта опытно-промышленной установки кучного выщелачивания золота из руды месторождения "Чазы-Гол" с окомкованием и укладкой рудного штабеля при отрицательных температурах. - Иргиредмет. Рук. В.Е. Дементьев. - Иркутск, 1999. - 60 с.

- 43 Дружина Г.Я., Строганов Г.А., Зырянов М.Н. Кучное выщелачивание золота из предварительно окомкованных руд // Цв. мет. – 1997. - № 9. - С.17-19.
- 44 Основные аспекты технологии кучного выщелачивания из золотосодержащего сырья Татаринов А.П., Гудков С.С., Дементьев В.Е. ОАО «Иргиредмет», Золотодобыча, №34, Сентябрь, 2001.
- 45 Есенгараев Е.К. Баимбетов Б.С. Болотова Л.С. Каналы Е.С. Акжаркенов М.Д. Влияние способа подготовки руды на показатели кучного выщелачивания золота / Международная научно-практическая конференция. Интенсификация гидрометаллургических процессов переработки природного и техногенного сырья. Технологии и оборудование. №18-03-20013, 2018, Санкт-Петербург, стр. 297-299. ISBN 978-5-905240-63-8.
- 46 Butwell J. W. Heap Leaching of Fine Agglomerated Tailings At Asamera's Gooseberry Mine // Mining Engineering, Dec. 1990.- P. 1327.
- 47 Есенгараев Е.К. Баимбетов Б.С. Болотова Л.С. Каналы Е.С. Акжаркенов М.Д. Оценка возможности переработки деструктурированной руды верхней зоны окисления по технологии кучного выщелачивания / Международная научно-практическая конференция «Рациональное использование минерального и техногенного сырья в условиях индустрии 4.0». Алматы 2019 г, стр. 362-366.
- 48 Минеев Г.Г., Панченко А.Ф. Растворители золота и серебра в гидрометаллургии. М.: Metallurgia, 1994.
- 49 Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. В 2-х томах. Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1999.
- 50 Terry McNulty. Cyanide substitutes // Mining Magazine. - Vol. 184, № 5.- May 2001.
- 51 Плаксин И.Н. Metallurgia золота, серебра и платины. М.: Госметаллург издат, 1939.
- 52 Лодейщиков В.В., Игнатьева К.Д. Рациональное использование серебряносодержащих руд. М.: Недра, 1973.
- 53 Лодейщиков В.В., Панченко А.Ф. Технологическая оценка некоторых растворителей золота // Цветная металлургия. 1967. № 24
- 54 Жучков И.А., Бубеев П.П. К вопросу о целесообразности применения тиосульфатного процесса для извлечения золота из упорного сырья // Обогащение руд: Сб. науч. тр. / ИПИ. Иркутск, 1987.
- 55 Shutey – McCann at al. Operation of Newmont's Biooxidation Demonstration Facility // Global Exploration of Heap Leachable Gold Deposit = The Minerals, Metals and Materials Soc., USA. - 1997.
- 56 In-Situ Leaching (ISL) // Innovations in Gold and Silver Recovery: Phase IV / Randol – Colorado: Randol Intern. Ltd, 1992.- Vol. 3.
- 57 Лодейщиков В.В. Решение экологических проблем гидрометаллургического производства золота // Информационно-рекламный бюл. «Золотодобыча». Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 2004. № 69.
- 58 Sánchez-Chacón A.E., Lapidus G.T. Model for heap leaching of gold ores by cyanidation // Hydrometallurgy. – Vol. 44, Iss. 1–2. – 1997. – P. 1-20. [https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(96\)00052-7](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(96)00052-7).

59 Yousef Ghorbani, Megan Becker, Aubrey Mainza, Jean-Paul Franzidis, Jochen Petersen. Large particle effect sin chemical/biochemical heap leach processes – A review // *Minerals Engineering*. – Vol. 24, Iss. 11. – 2011. – P. 1172-1184. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2011.04.002>.

60 Халезов Б.Д. Исследования и разработка технологии кучного выщелачивания медных и медно-цинковых руд. Автореферат // Диссертации на соискание ученой степени доктора технических наук: 05.16.02 – Metallurgy черных, цветных и редких металлов. – Екатеринбург, 2009. – С. 11-20.

61 Lotta Rintala, Maria Leikola, Christian Sauer, Jari Aroma, Thomas Roth-Berghofer, Olof Forsén, Mari Lundström. Designing gold extraction processes: Performance study of a case-based reasoning system // *Minerals Engineering*. – Vol. 109. – 2017. – P. 42-53. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2017.02.013>.

62 Karimi P., Abdollahi H., Amini A., Noaparast M., Shafaei S.Z., Habashi F. Cyanidation of gold ores containing copper, silver, lead, arsenic and antimony // *Inter. J. Miner. Process.* – 2010. – Vol. 95. – P. 68–77.

63 Dai X., Simons A., Breuer P. A review of copper cyanide recovery technologies for the cyanidation of copper containing gold ores // *Miner. Eng.* – 2012. – Vol. 25. – P. 1-13.

64 Захаров Б.А., Меретуков М.А. Золото: упорные руды. – М.: Руда и Металлы, 2013. – С. 151-300.

65 Bayat O., Vapur H., Akyol F., Poole C. Effects of oxidizing agents on dissolution of Gumuskoy silver ore in cyanide solution // *Minerals Engineering*. 2003. Vol. 16. pp. 395-398. DOI: 10.1016/S0892-6875(03)00050-5.

66 Sampaio C.H., Petter C.O., Kautzmann R.M., Klein S.L. Technological characterization of Riacho dos Machados gold ore for cyanide leaching and study of the utilization of oxidizing agents // *Minerals Engineering*. 1997. Vol. 10, Iss. 5. pp. 547-550. DOI: 10.1016/S0892-6875(97)00032-0.

67 Dai X., Jeffrey M.I. The effect of sulfide minerals on the leaching of gold in aerated cyanide solutions // *Hydrometallurgy*. 2006. Vol. 82, Iss. 3-4. pp. 118–125. DOI: 10.1016/j.hydromet.2006.03.005.

68 Deschenes G. Cyanidation of a copper-gold ore // *Energy Mines and Resources Canada, Canada Ctr. for Mineral and Energy Technology – Ottawa, Canada*. 1997. – P. 127-141.

69 Пат. 21587 РК. Способ выщелачивания зернистых золотосодержащих материалов и устройство для его осуществления /Кургузкин Е.В., Койбагаров М.Д., Третьяков А.В., Огородников В.А.; – опубл. 14.08.2009.

70 Pat. 2013/204562 AU. Method for leaching gold from gold ore containing pyrite /Nippon Mining & Metals Co., Hatano Kazuhiro, Aoto Yuki, Katsukawa Koji; – Jul 9, 2015.

71 Deschenes G., Xia C., Fulton M., Cabri Louis J., Price J. Evaluation of leaching parameters for a refractory gold ore containing aurostibite and antimony minerals: Part I – Central zone // *Minerals Engineering*. – 2009. – Vol. 22, Iss. 9-10. – P. 799-808.

72 Пат. 2167211 РФ. Экологический чистый способ извлечения благородных металлов /Гуров В.А., Дорофеев Ю.Н., Кольцов В.Ю., Снигирь А.Н.; – опубл. 20.05.2001

73 Botz, M.M., Mudder, T.I., & Akcil, A.U. (2016). Cyanide treatment: physical, chemical, and biological processes. In Gold ore processing, Elsevier. 619-645. <https://doi.org/10.1016/B978-0-444-63658-4.00035-9>.

74 Breuer, P., Sutcliffe, C., Meakin, R. (2010). Comparison of industrial cyanide destruction processes. 25th International Mineral Processing Congress - IMPC2010, 7, 1483–1493. <http://hdl.handle.net/102.100.100/109330?index=1>.

75 Kitis, M., Akcil, A., Karakaya, E., Yigit, N.O. (2005). Destruction of cyanide by hydrogen peroxide in tailings slurries from low bearing sulphidic gold ores. Miner. Eng. 18, 353–362. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2004.06.003>.

76 Pat. 3,617,582 USA. Process for detoxifying cyanide waste waters /Lawes, B.C., Mathre, O.B; Washington, DC; Patent and Trademark Office, application 15.05.1969, publication 02.11.1971.

77 Пат. 2275436 РФ. Способ извлечения золота из руд /Самсонов А.С., Курочкина И.А., Поляков М.Л.; – опубл. 27.04.2006.

78 Сорокин И.П. Изучение условий растворения золота и серебра в цианистых растворах при низких температурах // Труды ВНИИ-1. – Магадан, 1958. – № 33 – С. 13-79.

79 Chryssoulis S.L., McMullen J. Mineralogical Investigation of Gold Ores // In: Adams, M.D., Ed., Advances in Gold Ore Processing. Elsevier. – The Netherlands. 2005. – P. 21-67.

80 Fan Bin. Influence of potassium permanganate on cyanide leaching efficiency of gold // The Geological Team No. 404, Sichuan Bureau of Geology and Mineral Resources. – Xichang, People's Republic of China. 2000. – P. 135-137.

81 Евдокимов А.В. Поиск новых реагентов-ускорителей, интенсифицирующих процесс цианирования // Вестник Иркутского государственного технического университета. – 2010. – № 4(44). – С. 139-143.

82 Евдокимов А.В. Влияние реагентов-ускорителей на показатели извлечения золота из гравииоконцентрата на примере одного из месторождений // Вестник Иркутского государственного технического университета. – 2011. – № 2. – С. 132-136.

83 Thiago Oliveira Nunan, Isabella Lima Viana, Guilherme C. Peixoto, Herbert Ernesto, Daniel Martin Verster, Jose Henrique Pereira, Jose M. Bonfatti, Luiz Alberto Cesar Teixeira. Improvements in gold ore cyanidation by pre-oxidation with hydrogen peroxide // Minerals Engineering. 2017. Vol. 108. pp. 67-70. DOI: 10.1016/j.mineng.2017.01.006.

84 Самусев А.Л., Чантурия Е.Л. Современные способы интенсификации процесса кучного выщелачивания. – Горный информационно-аналитический бюллетень. – № 6. – 2011. – С. 157-162.

85 Пат. 2093672 РФ. Состав и способ для выщелачивания золота /Г.П. Федотов, Н.Н. Блохин, Г.А. Хмелевская, В.К. Забельский, В.А. Аваргин; заявл. 05.04.1991, опубл. 20.10.1997.

- 86 Турысбекова Г.С., Меретуков М.А., Бектай Е.К. Золото: инновации в химии и металлургии. – Алматы, 2015. – С. 179-188.
- 87 Wu Gang, Tong Xiong, Zhou Ping. Research status of application and mechanism of lead salts on cyanide leaching of gold // College of Material Science and Engineering. – People's Republic of China. 2002. – P. 29-31.
- 88 Pat. 7025942 USA. Control of lead nitrate addition in gold recovery, Her majesty in right of Canada as represented by the Minister of Natural Resources /Deschenes Guy, Fulton Michael; – Apr 11, 2006.
- 89 Yang Yong-bin, Li Qian, Jiang Tao, Jin Yong-shi. Cyanide leaching of gold ores by heavy metal ions // The Chinese Journal of Nonferrous Metals. – 2005. – Vol. 8. – P. 1283-1288.
- 90 Sandenbergh R. F., Miller J. D. Catalysis of the leaching of gold in cyanide solutions by lead, bismuth and thallium // Minerals Engineering. – 2001. – Vol. 14. – P. 1379-1386.
- 91 Deschenes G., Lacasse S., Fulton M. Improvement of cyanidation practice at Goldcorp Red Lake Mine, Minerals Engineering 16. 2003. P. 503–509.
- 92 Sayiner B. Influence of lead nitrate on cyanide leaching of gold and silver from turkish gold ores // Physicochemical Problems of Mineral Processing. – 2014. – P. 507-514.
- 93 Deschenes, G., Lacasse, S., Fulton, M., Improvement of cyanidation practice at Goldcorp Red Lake Mine // Minerals Engineering. – 2003. – Vol. 16. – P. 503–509.
- 94 Лодейщиков В.В. и др. Техника и технология извлечения золота из руд за рубежом. – М.: Металлургия, 1973. – С. 154-288.
- 95 Astuti W., Hirajima T., Sasaki K., Okibe N. Comparison of effectiveness of citric acid and other acids in leaching of low-grade Indonesian saprolitic ores // Minerals Engineering. – 2016. – Vol. 85. – P. 1-16.
- 96 Меретуков М.А., Санакулов К.С., Замин А.В., Арустамян М.А. Золото: химия для металлургов и обогатителей. – М.: Руда и металлы, 2014. – С. 12-273.
- 97 Котляр Ю.А., Меретуков М.А., Стрижко Л.С. Металлургия благородных металлов. – М.: Руда и металлы, 2005. – Кн.1 – С. 431; Кн. 2 – С. 391.
- 98 Laplantea A., Gray S. Advances in gravity gold technology // Developments in Mineral Processing. – 2005. – Vol. 15. – P. 280-307.
- 99 Войлошников Г.И. и др. Сравнение эффективности реагент-окислителей при извлечении золота из гравитационных концентратов // Золотодобыча. – 2012. – № 164. – С. 14-19.
- 100 Бобозода Ш. Интенсификация технологии извлечения золота цианированием смешанных золотосодержащих руд месторождений Таджикистана: дисс канд. техн. наук: 05.16.02. – М., 2017. – С. 15-19. – № Д 212.132.05.
- 101 Меретуков А. Развитие процесса интенсивного цианирования золотосодержащих гравитационных концентратов // Цветные металлы. – 2005. – №2. – С. 39-42.

102 Суримбаев Б.Н., Болотова Л.С., Байконурова А.О., Есенгараев Е.К. Применение химических добавок при выщелачивании золота // Материалы Международной научно-практической конференции «Интенсификация гидрометаллургических процессов переработки природного и техногенного сырья. Технологии и оборудование». – Санкт-Петербург, 2018 г. – С. 294-296.

103 Surimbayev B., Bolotova L., Baikonurova A., Mishra B. Intensive cyanidation of gold using an organic reagent-activator // Journal of Chemical Technology and Metallurgy. 2019. Vol. 54. Iss. 2. pp. 387-390.

104 Surimbayev B., Bolotova L., Baikonurova A., Shalgymbayev S. Application of acetic acid as a reagent-activator in intensive cyanidation of gravity concentrates // Complex Use of Mineral Resources. 2019. № 1. pp. 83-88. DOI: 10.31643/2019/6445.10.

105 Surimbayev B., Bolotova L., Mishra B., Baikonurova A. Intensive cyanidation of gold from gravity concentrates in a drum-type apparatus // News of the National academy of science of the Republic of Kazakhstan. Series of geology and technical sciences. 2018. Vol. 5, no. 431. pp. 32-37. DOI: 10.32014/2018.2518-170X.7.

106 Суримбаев Б.Н. Разработка технологии извлечения золота из сульфидных руд с использованием реагента-активатора при интенсивном цианировании. Диссертационная работа на соискание степени доктора философии (PhD). 6D070900 – Metallurgy. Алматы. – 2018. – С. 68-90

107 Ультразвук в гидрометаллургии / Б. А. Агранат [и др.]. - М.: Изд-во «Металлургия», 1969. - 304 с.

108 Ким М. У. Акустическая интенсификация процесса цианирования золотосеребросодержащих руд. // Технология обогащения полезных ископаемых Средней Азии. - 1979. - № 2. - С. 13-16.

109 Бершицкий А. А. Акустическая интенсификация цианирования золотокварцевых руд. // Научные труды МИСиС. - М.: Изд-во «Металлургия». 1977. - № 90. - С. 96-98.

110 Михайлов А. Г. Технология обработки труднопромывистых россыпных месторождений золота. // Международный симпозиум «Биотехнология и выщелачивание золота из золотосодержащих руд» / под ред. В. В. Кравцова. - Красноярск, - 1997. – С. 68-71.

111 Михайлов А. Г. Геотехнологическая подготовка россыпных месторождений. // Metallurgy XXI века: шаг в будущее. Тез. докл. межд. науч. конф. - Красноярск, 1988. - С. 393-394.

112 William G. The Metallurgy of the Non-Ferrous Metals (Classic Reprint) / G. William. – Publ.: Forgotten Books. 2015. - 538 p.

113 Shuai X. Sh. Exploratory Study of Gold Recycle from the Tailing of All-sliming Cyanidation CIP / X. Sh. Shuai // Advanced Materials Research. – 2014. - Vol. 878. - Pp 348-352.

114 Swamy K. M. Application of Ultrasound in Leaching / K. M. SWAMY [et.1] // Mineral Processing and Extractive Metallurgy. - 1995. - Vol. 14. - Pp 179-192.

115 Zhang G. Ultrasound-intensified Leaching of Gold from a Refractory Ore / G. Zhang // ISIJ International. 2016. - Vol. 56. № 4. - Pp. 714–718.

116 Есенгараев Е.К., Баимбетов Б.С., Мамяченков С.В., Суримбаев Б.Н. Изучение вещественного состава золотосодержащей руды месторождения Саригунай // Горный журнал Казахстана. – 2020 г., – №2. – стр. 6-11.

117 Есенгараев Е.К., Баимбетов Б.С., Мамяченков С.В., Суримбаев Б.Н., Прозор Н.Г. Изучение процесса цианидного выщелачивания золота с применением ацетата натрия при различной крупности руды // Комплексное использования минерального сырья. – 2020 г. – №1 (312). – стр. 59-68.

118 Yessengarayev Ye.K., Baimbetov B.S., Surimbayev V.N., Mamyachenkov S.V., Kanaly T.S. Ore treatment hydrogen peroxide during heap leaching of gold // Complex Use of Mineral Resources. – 2021. №1(316), pp. 5-14.

119 Белоусова Н. В. Химическая кинетика [Электронный ресурс]: практикум /– Красноярск: ИПК СФУ, 2009. ISBN 978-5-7638-1732-4.

120 Громаков Н.С., Бойчук В.А., Овчинников В.В. Основные закономерности химических процессов: Учебное пособие для студентов дневного, заочного и дистанционного обучения, Казань: КГАСУ, 2005. стр. 23-30.

121 Yessengarayev Ye.K., Baimbetov B.S., Surimbayev V.N. Studies on heap leaching of gold with the addition of sodium acetate as an intensifying reagent. // Non-ferrous metals – 2020. - №2. (Vol.49) – Pp. 25-30. ISSN 2072-0807. DOI: 10.17580/nfm.2020.02.04.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Справка о патентно-информационном поиске

ПАТЕНТНО-ИНФОРМАЦИОННЫЙ ПОИСК

Справка о поиске
РЕГЛАМЕНТ ПОИСКА

дата составления регламента поиска: 05.02.2020 г.

Наименование темы раздела: «Интенсификация процесса кучного выщелачивание золота с применением различных реагентов и различных физико-химических методов»

Цель поиска информации: Определение технического уровня

Начало поиска 11.04.2018 г. Окончание поиска 28.01.2020 г.

Предмет поиска (объект исследования его составные части)	Страна поиска	Источники информации по которым будет проводиться поиск				Ретроспективность	Наименование информационной базы (фонда)
		Патентные		НТИ			
		Наименование	Классификационные рубрики (МКИ)	Наименование	Рубрики УДК		
«Интенсификация процесса кучного выщелачивание золота с применением различных реагентов и физико-химических методов» 1. Способ извлечения золота из золотосодержащего сырья. 2. Способ	Республика Казахстан, США, Российская Федерация, Австралия, Япония, Германия, Франция, Болгария, Финляндия	«Изобретения стран мира» «Патенты Казахстана», «Патенты Российской Федерации».	C22B 1/00 C22B 3/00 C22B 3/02 C22B 3/04 C22B 3/06 C22B 3/44 C22B 11/00 C22B 11/02 C22B 11/06 C22B 11/08	КИМС, Промышленность Казахстана, НАН РК. Серия геологии и технических наук, Вестник НАН РК, Доклады НАН РК, Известия Цветные металлы, Metallurgical & Materials Transactions В (США), Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review (США),	669.213.3, 669.213.4, 669.213.5, 669.213.6, 622.772, 622.775.	15 лет	Internet, ФИПС, РНТБ, РПФ, ЦНБ.

ОТЧЕТ О ПОИСКЕ

1. Поиск проведен в соответствии с заданием и регламентом поиска
2. Этап работы. Определение технического уровня
3. Начало поиска 11.04.2018 г. Окончание поиска 28.01.2020 г.
4. Сведения о выполнении регламента. Регламент поиска выполнен в полном объеме.
5. Материалы, отобранные для последующего анализа.

Таблица 1. Патентная документация

Предмет поиска (объект исследования, его составные части)	Страна выдачи, вид и номер охранного документа. Классификационный индекс	Заявитель (патентообладатель), страна. Номер заявки, дата приоритета, конвекционный приоритет, дата публикаций	Название изобретения	Сведения о действии охранного документа или причина его аннулирования (только для анализа патентной чистоты)
Способ извлечения золота из золотосодержащего сырья; Способ кучного выщелачивания золотосодержащих руд; Способ кучного выщелачивания золота из сульфидных золотосодержащих руд;	Российская Федерация. RU 2624751C1 C22B11/08	Лобанов В.Г., Тимофеев Е.И., Набиуллин Ф.М., Начаров В.Б., Третьяков А.В., Филонов Н. А., Миков С. В., Горбут В.Н., Маковская О.Ю., Старков А.М. опубл. 06.07.2017	Способ цианистого выщелачивания золота и серебра	Действует
	Российская Федерация. RU 2361076C C22B11/08	Шумилова Лидия Владимировна, Резник Юрий Николаевич, Зыков Николай Васильевич, Добромыслов Юрий Павлович, Конарева Татьяна Геннадьевна. опубл. 10.07.2009	Способ кучного выщелачивания золота из окисленных и смешанных руд	Действует
	Республика Казахстан. KZ 25822 C22B 11/08	Абдыкирова Гульнар Жанузаковна; Сажин Юрий Георгиевич; Байбатша Адильхан Бекдильдаевич; Зиновьева Людмила Владимировна; Дюсембаева Куляш Шариповна опубл.15.06.2012	Способ выщелачивания золота из техногенного золотосодержащего сульфидного сырья	Действует

	Республика Казахстан. KZ 27335 C22B11/06 C22B11/08	Якунин А.И. опубл. 16.09.2013.	Способ цианирования золотосодержащих руд и концентратов	Действует
	Республика Казахстан. KZ 21587 C22B11/08	Кургузкин Е.В., Койбагаров М.Д., Третьяков А.В., Огородников В.А. опубл. 14.08.2009.	Способ выщелачивания зернистых золотосодержащих материалов и устройство для его осуществления	Действует
Способ извлечения золота из золотосодержащего сырья; Способ кучного выщелачивания золотосодержащих руд; Способ кучного выщелачивания золота из сульфидных золотосо- держащих руд;	США. US 8821613 B2 C22B11/00, C22B11/04, C22B11/00, C22B11/02 75/736, 75/744	Ji Jinxing, Fleming Christopher Andrew, West-Sells Paul George, Hackl Ralph Peter. Published: Sep 2, 2014.	Method for thiosulfate leaching of precious metal- containing materials	Действует
	США. US 9175411 B2 C22B11/04, C25C1/20	Malusel Viorel Alexandru. Published: Nov 3, 2015.	Gold and silver extraction technology	Действует
	США. US 8388730 B2 C22B11/04, C22B11/06 75/743, 75/744	Jx Nippon Mining & Metals Corporation, Nippon Mining Holdings Inc. Abe Yoshifumi, Hosaka Hiroshi, Takebayashi Kazuaki, Ishiguro Yasunari, Yoshimura Akira. Published: Mar 5, 2013.	Process of leaching gold	Действует
	США. US 7985277 B2 C22B11/04, C22B3/08 75/722, 75/744	Metal Asia International Ltd. Xia Chen. Published: Jul 26, 2011.	Process for extracting gold from gold-bearing ore	Действует
	США. US 7025942 B2 C22B11/08	Her Majesty In Right Of Canada As Represented By The Minister Of Natural Resources.	Control of lead nitrate addition in gold recovery	Действует

	423/29, 75/744	Deschenes Guy, Fulton Michael. Published: Apr 11, 2006.		
	Европейский патент. WO 2017/072411 A1 C22B11/04, C22B3/00, C22B3/24	Outotec (Finland) Oy. Lundström Mari, Ahtiainen Riina, O'callaghan John. Published: May 4, 2017.	Method for recovering gold	Действует
	Европейский патент. WO 2011/154607 A1 C22B11/04, C22B11/00	Csicsovszki Gabor, Salminen Justin Published: Dec 15, 2011.	Method of gold leaching	Действует
	Австралия. AU 2013/204562 B2 C22B11/11, C22B11/04, C22B3/00,	Jx Nippon Mining & Metals Corporation. Hatano Kazuhiro, Aoto Yuki, Katsukawa Koji. Published: Jul 9, 2015.	Method for leaching gold from gold ore containing pyrite	Действует
	Австралия. AU 2007/205792 A1 C22B11/00, C22B11/04, C22B11/06, C22B3/44	Nippon Mining Co. Abe Yoshifumi, Hosaka Hiroshi. Published: Apr 17, 2008.	Method for leaching gold	Действует

И.о заместителя директора по научной работе
Филиала РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр»

Ученый секретарь Филиала РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр», PhD

Докторант



_____ Л.Э. Менгуковна

_____ Б.Н. Суримбаев

_____ Е.К. Есенгараев

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Колонный тест 1: Без добавки реагента

Колонный тест 1: Без добавки реагента

Класс крупности, мм	-20+0
Масса загруженной руды, кг	9,00

Содержание Au в исходной пробе по данным анализа, г/т	2,90
---	-------------

Дата	№ цикла	Объем, л		pH		Концентрация CN, г/л		Расход CN, г	Содержание Au, мг/л		Масса Au, мг	Извлечение Au, %	Извлечение Au по циклам, %
		Рабочий раствор	Слива	Рабочий раствор	Слива	Рабочий раствор	Слива		Рабочий раствор	Продуктивный			
16.11.2019	1	2,00	0	11,0	0	0,50	0	0	0	0	0	0	0
17.11.2019	2	2,00	0,92	11,0	3,5	0,50	0,02	0,44	0	1,52	1,40	5,14	5,14
18.11.2019	3	2,00	1,92	11,0	4,0	0,50	0,08	0,81	0,06	1,25	2,28	8,40	13,54
19.11.2019	4	2,00	1,98	11,0	4,4	0,50	0,12	0,75	0,09	1,19	2,18	8,00	21,54
20.11.2019	5	2,00	1,97	11,0	5,6	0,50	0,19	0,61	0,11	1,01	1,77	6,52	28,06
21.11.2019	6	2,00	2,00	11,0	5,8	0,50	0,20	0,60	0,07	0,93	1,72	6,32	34,38
22.11.2019	7	2,00	1,98	11,0	5,7	0,50	0,18	0,63	0,01	0,88	1,72	6,33	40,71
23.11.2019	8	2,00	2,00	11,0	5,8	0,50	0,22	0,56	0,03	0,74	1,42	5,22	45,93
24.11.2019	9	2,00	1,97	11,0	5,9	0,50	0,25	0,49	0,08	0,65	1,12	4,13	50,06
25.11.2019	10	2,00	2,00	11,0	6,1	0,50	0,35	0,30	0,09	0,40	0,62	2,28	52,33
26.11.2019	11	2,00	1,99	11,0	9,8	0,50	0,39	0,22	0,07	0,26	0,38	1,39	53,72
27.11.2019	12	2,00	1,95	11,0	10,0	0,50	0,40	0,20	0,05	0,11	0,12	0,43	54,15
28.11.2019	13	2,00	1,97	11,0	10,1	0,50	0,44	0,12	0,04	0,06	0,04	0,14	54,30
29.11.2019	14	2,00	2,00	11,0	10,2	0,50	0,46	0,08	0,05	0,05	0,05	0,18	54,48
30.11.2019	15	2,00	1,90	11,0	9,9	0,50	0,48	0,04	0,02	0,05	0,06	0,21	54,69
Итого:		30,00	26,55					5,85					
02.12.2019	1	2,00	1,98		10,7		0,34			0,02	0,03	0,12	
03.12.2019	2	2,00	1,95		10,3		0,28			0,02	0,04	0,14	
04.12.2019	3	2,00	1,95		10,0		0,18			0,01	0,02	0,07	
Итого:											0,09		

Итого:

Вода, pH 7,43
Сорбент: активированный уголь Наусарб

Наименование	Масса
	Au, мг
Раствор	14,88
Хвосты	12,24
Руда	27,21

ПРИЛОЖЕНИЕ В

Колонный тест 2: С добавкой пероксида водорода

Колонный тест 2: С добавкой пероксида водорода																							
Класс крупности, мм		-20+0		Содержание Au в исходной пробе по данным анализа, г/т		2,90																	
Масса загруженной руды, кг		9,00																					
Дата	№ цикла	Объем, л		pH		Концентрация CN, г/л		Расход CN, г	Содержание Au, мг/л		Масса Au, мг	Извлечение Au, %	Извлечение Au по циклам, %										
		Рабочий раствор	Слива	Рабочий раствор	Слива	Рабочий раствор	Слива		Рабочий раствор	Продуктивный													
16.11.2019	1	2,00	0	11,0	0	0,50	0	0	0	0,00	0	0	0										
17.11.2019	2	2,00	0,90	11,0	3,2	0,50	0,01	0,44	0,00	1,61	1,45	5,30	5,30										
18.11.2019	3	2,00	1,87	11,0	4,9	0,50	0,04	0,86	0,00	1,41	2,64	9,65	14,96										
19.11.2019	4	2,00	1,96	11,0	4,2	0,50	0,08	0,82	0,10	1,31	2,37	8,68	23,64										
20.11.2019	5	2,00	1,95	11,0	6,1	0,50	0,12	0,74	0,11	0,95	1,64	6,00	29,64										
21.11.2019	6	2,00	2,00	11,0	6,2	0,50	0,15	0,70	0,07	0,90	1,66	6,08	35,71										
22.11.2019	7	2,00	1,95	11,0	5,7	0,50	0,19	0,60	0,05	0,83	1,52	5,57	41,28										
23.11.2019	8	2,00	2,00	11,0	6,3	0,50	0,22	0,56	0,01	0,85	1,68	6,15	47,43										
24.11.2019	9	2,00	1,99	11,0	5,9	0,50	0,23	0,54	0,04	0,52	0,96	3,50	50,93										
25.11.2019	10	2,00	1,97	11,0	6,1	0,50	0,38	0,24	0,05	0,37	0,63	2,31	53,24										
26.11.2019	11	2,00	1,98	11,0	9,8	0,50	0,35	0,30	0,07	0,23	0,33	1,20	54,43										
27.11.2019	12	2,00	2,00	11,0	10,0	0,50	0,40	0,20	0,05	0,17	0,24	0,88	55,31										
28.11.2019	13	2,00	1,93	11,0	10,1	0,50	0,46	0,08	0,04	0,08	0,08	0,28	55,60										
29.11.2019	14	2,00	1,97	11,0	10,2	0,50	0,47	0,06	0,03	0,05	0,04	0,14	55,74										
30.11.2019	15	2,00	2,00	11,0	9,9	0,50	0,48	0,04	0,03	0,05	0,04	0,15	55,89										
Итого:		30,00	26,47					6,18															
02.12.2019	1	2,00	1,98		10,7		0,34			0,02	0,03	0,12											
03.12.2019	2	2,00	1,95		10,3		0,28			0,02	0,04	0,14											
04.12.2019	3	2,00	1,95		10,0		0,18			0,01	0,02	0,07											
Итого:											0,09												
Итого:																							
	Вода, pH 7,43																						
	Сорбент: активированный уголь Наусарb																						
											<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr><td>Наименование</td><td>Масса</td></tr> <tr><td>Раствор</td><td>Au, мг</td></tr> <tr><td>Хвосты</td><td>15,27</td></tr> <tr><td>Руда</td><td>11,96</td></tr> <tr><td></td><td>27,31</td></tr> </table>			Наименование	Масса	Раствор	Au, мг	Хвосты	15,27	Руда	11,96		27,31
Наименование	Масса																						
Раствор	Au, мг																						
Хвосты	15,27																						
Руда	11,96																						
	27,31																						

ПРИЛОЖЕНИЕ Г
Колонный тест 3: С добавкой ацетата натрия

Колонный тест 2: С добавкой ацетата натрия

Класс крупности, мм	-20+0
Масса загрузанной руды, кг	9,00

Содержание Au в исходной пробе по данным анализа, г/т	2,90
---	-------------

Дата	№ цикла	Объем, л		pH		Концентрация CN, г/л		Расход CN, г	Содержание Au, мг/л		Масса Au, мг	Извлечение Au, %	Извлечение Au по циклам, %
		Рабочий раствор	Слива	Рабочий раствор	Слива	Рабочий раствор	Слива		Рабочий раствор	Продуктивный			
16.11.2019	1	1,85	0	11,0	0	0,50	0	0	0	0	0	0	0
17.11.2019	2	1,85	0,90	11,0	3,5	0,50	0,08	0,38	0,00	1,58	1,42	5,22	5,22
18.11.2019	3	1,85	1,95	11,0	4,0	0,50	0,22	0,55	0,04	1,46	2,77	10,17	15,39
19.11.2019	4	1,85	2,00	11,0	4,1	0,50	0,18	0,64	0,11	1,38	2,54	9,33	24,71
20.11.2019	5	1,85	1,90	11,0	5,8	0,50	0,18	0,61	0,11	1,02	1,73	6,35	31,06
21.11.2019	6	1,85	1,91	11,0	5,8	0,50	0,20	0,57	0,06	0,92	1,64	6,03	37,09
22.11.2019	7	1,85	1,95	11,0	5,7	0,50	0,22	0,55	0,01	0,87	1,68	6,16	43,25
23.11.2019	8	1,85	2,00	11,0	6,1	0,50	0,28	0,44	0,09	0,82	1,46	5,36	48,61
24.11.2019	9	1,85	1,98	11,0	5,9	0,50	0,29	0,42	0,05	0,64	1,17	4,29	52,90
25.11.2019	10	1,85	1,99	11,0	7,5	0,50	0,31	0,38	0,05	0,44	0,78	2,85	55,75
26.11.2019	11	1,85	1,98	11,0	9,4	0,50	0,33	0,34	0,05	0,25	0,40	1,45	57,20
27.11.2019	12	1,85	2,00	11,0	10,0	0,50	0,38	0,24	0,04	0,18	0,28	1,03	58,23
28.11.2019	13	1,85	2,00	11,0	10,1	0,50	0,46	0,08	0,04	0,08	0,08	0,29	58,52
29.11.2019	14	1,85	1,95	11,0	10,4	0,50	0,46	0,08	0,03	0,05	0,04	0,14	58,67
30.11.2019	15	1,85	1,99	11,0	10,0	0,50	0,48	0,04	0,04	0,05	0,02	0,07	58,74
Итого:		27,75	26,50					5,30					
02.12.2019	1	2,00	1,98		10,7		0,34			0,01	0,02	0,07	
03.12.2019	2	2,00	1,99		10,3		0,28			0,02	0,04	0,14	
04.12.2019	3	2,00	1,98		10,0		0,18			0,01	0,02	0,07	
Итого:											0,08		

Итого:

Вода, pH 7,43
Сорбент: активированный уголь Наусcarb

Наименование	Масса
	Au, мг
Раствор	16,00
Хвосты	11,16
Руда	27,24

ПРИЛОЖЕНИЕ Д
Патент на полезную модель РК

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ **РЕСПУБЛИКА КАЗАХСТАН**

REPUBLIC OF KAZAKHSTAN

ПАТЕНТ
PATENT

№ 6316

ПАЙДАЛЫ МОДЕЛЬГЕ / НА ПОЛЕЗНУЮ МОДЕЛЬ / FOR UTILITY MODEL



(21)	2021/0524.2
(22)	28.05.2021
(45)	13.08.2021

(54) Алтынқурамды кендерді үйінді шаймалау тәсілі
Способ кучного выщелачивания золотосодержащих руд
Method for heap leaching of gold bearing ores

(73) Қазақстан Республикасы Индустрия және инфрақұрылымдық даму министрлігі Индустриялық даму және өнеркәсіптік қауіпсіздік комитетінің «Қазақстан Республикасының минералдық шикізатты кешенді қайта өңдеу жөніндегі ұлттық орталығы» шаруашылық жүргізу құқығындағы республикалық мемлекеттік кәсіпорны (KZ)
Республиканское государственное предприятие на праве хозяйственного ведения «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» Комитета индустриального развития и промышленной безопасности Министерства индустрии и инфраструктурного развития Республики Казахстан (KZ)
«National Center on Complex Processing of Mineral Raw Materials of the Republic of Kazakhstan» Republican State Enterprise on the Right of Economic Management of the Industrial Development and Industrial Safety Committee of the Ministry for Investments and Development of the Republic of Kazakhstan (KZ)

(72) Есенғараев Ерлан Қайратович (KZ)	Yessengarayev Yerlan Kairatovich (KZ)
Суримбаев Бауыржан Нуржанович (KZ)	Surimbayev Bauyrzhan Nurzhanovich (KZ)
Болотова Людмила Сергеевна (KZ)	Bolotova Lyudmila Sergeevna (KZ)
Шалғымбаев Серикбол Тлеулесович (KZ)	Shalgymbayev Serikbol Tleulesovich (KZ)
Баимбетов Болотпай Сағынович (KZ)	Baimbetov Bolotpai Sagynovich (KZ)



ЭЦҚ кол қойылды
Подписано ЭЦП
Signed with EDS

Е. Оспанов
Е. Оспанов
Y. Ospanov

«Ұлттық зияткерлік меншік институты» РМК директоры
Директор РГП «Национальный институт интеллектуальной собственности»
Director of the «National Institute of Intellectual Property» RSE

ПРИЛОЖЕНИЕ Е

Список опубликованных научных трудов

1. Yessengarayev Ye.K., Baimbetov B.S., Surimbayev B.N. Studies on heap leaching of gold with the addition of sodium acetate as an intensifying reagent. // Non-ferrous metals – 2020. - №2. (Vol.49) – Pp. 25-30. ISSN 2072-0807. DOI: 10.17580/nfm.2020.02.04. Scopus, 2 квартиль (Q2, Scimago).

2. Есенгараев Е.К., Баимбетов Б.С., Мамяченков С.В., Суримбаев Б.Н. Прозор Н.Г. Изучение процесса цианидного выщелачивание золота с применением ацетата натрия при различной крупности руды // Комплексное использования минерального сырья. – 2020 г. – №1 (312). – стр. 59-68. ISSN-L 2616-6445, ISSN 2224-5243. DOI: 10.31643/2020/6445.08.

3. Есенгараев Е.К., Баимбетов Б.С., Мамяченков С.В., Суримбаев Б.Н. Изучение вещественного состава золотосодержащей руды месторождения Саригунай // Горный журнал Казахстана– 2020 г, – №2. – стр. 6-11. ISSN 2227-4766

4. Yessengarayev Ye.K., Surimbayev B.N., Baimbetov B.S., Mamyachenkov S.V., Kanaly T.S. Ore treatment hydrogen peroxide during heap leaching of gold // Complex Use of Mineral Resources. №1 (316) – Pp. 5-14., 2021. ISSN-L 2616-6445, ISSN 2224-5243, DOI: 10.31643/2021/6445.01.

5. Есенгараев Е.К., Баимбетов Б.С., Болотова Л.С., Каналы Е.С., Акжаркенов М.Д. Влияние способа подготовки руды на показатели кучного выщелачивания золота / Международная научно-практическая конференция. Интенсификация гидрометаллургических процессов переработки природного и техногенного сырья. Технологии и оборудование. №18-03-20013, 2018, Санкт-Петербург, стр. 297-299. ISBN 978-5-905240-63-8.

6. Есенгараев Е.К., Болотова Л.С., Суримбаев Б.Н. Применение химических добавок при выщелачивании золота, Интенсификация гидрометаллургических процессов переработки природного и техногенного сырья / Международная научно-практическая конференция Технологии и оборудование. №18-03-20013, 2018 г, Санкт-Петербург, стр. 294-296. ISBN 978-5-905240-63-8.

7. Есенгараев Е.К. Баимбетов Б.С. Болотова Л.С. Каналы Е.С. Акжаркенов М.Д. Влияние перекиси водорода на выщелачивание золота / Международная научно-практическая конференция «Инновации в комплексной переработке минерального сырья». Алматы 2018 г, стр. 90-91. ISBN 978-601-06-5370-2.

8. Каналы Е.С., Есенгараев Е.К., Акжаркенов М.Д., Кудряшов Л.С., Болотова Л.С., Шалгымбаев С.Т. Оценка возможности переработки деструктурированной руды верхней зоны окисления по технологии кучного выщелачивания / Международная научно-практическая конференция «Рациональное использование минерального и техногенного сырья в условиях индустрии 4.0». Алматы 2019 г, стр. 362-366.

9. Есенгараев Е.К., Суримбаев Б.Н., Болотова Л.С., Шалгымбаев С.Т., Баимбетов Б.С. Патент РК на полезную модель «Способ кучного выщелачивания золотосодержащих руд» № 6316, от 13.08.2021 г.