

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

УДК 669.213.6: 622.775 (043)

На правах рукописи

СУРИМБАЕВ БАУЫРЖАН НУРЖАНОВИЧ

**Разработка технологии извлечения золота из сульфидных руд с
использованием реагента-активатора при интенсивном цианировании**

6D070900 – Metallurgia

Диссертация на соискание степени
доктора философии (PhD)

Научные консультанты
доктор техн. наук, профессор
Байконурова А.О.
КазНИТУ имени К.И. Сатпаева,
Республика Казахстан

доктор философии (PhD),
профессор
Мишра Бражендра
Вустерский политехнический
институт, США

Республика Казахстан
Алматы, 2018

СОДЕРЖАНИЕ

НОРМАТИВНЫЕ ССЫЛКИ	4
ОПРЕДЕЛЕНИЯ	5
ОБОЗНАЧЕНИЯ И СОКРАЩЕНИЯ	6
ВВЕДЕНИЕ	7
1 ОБОСНОВАНИЕ НЕОБХОДИМОСТИ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ СУЛЬФИДНОГО ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ МЕТОДОМ ИНТЕНСИВНОГО ЦИАНИРОВАНИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РЕАГЕНТА-АКТИВАТОРА	15
1.1 Сырьевая база золотодобывающей промышленности	15
1.2 Традиционные технологии переработки золотосодержащего сырья	17
1.3 Интенсивное цианирование золотосодержащих концентратов и используемая аппаратура	22
1.4 Цианирование золотосодержащего сырья в присутствии химических реагентов, интенсифицирующих процесс выщелачивания	28
Выводы по 1 главе	33
2 ИСХОДНЫЕ ВЕЩЕСТВА, ОСНОВНЫЕ МЕТОДЫ АНАЛИЗА И ИССЛЕДОВАНИЙ	36
2.1 Исходные вещества	36
2.2 Методы анализа и исследований	42
Выводы по 2 главе	45
3 ИЗУЧЕНИЕ УСЛОВИЙ ПОДГОТОВКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ К ЦИАНИДНОМУ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ ГРАВИТАЦИОННЫМ МЕТОДОМ	46
3.1 Исследование гравитационной обогатимости золотосодержащих руд месторождения Райгородок	46
3.2 Установление состава гравитационного концентрата физико-химическими методами анализа	56
Выводы по 3 главе	59
4 ИССЛЕДОВАНИЕ УСЛОВИЙ ЦИАНИДНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ РАЙГОРОДОК	60
4.1 Изучение процесса цианидного выщелачивания исходных золотосодержащих руд и хвостов гравитации	60
4.2 Изучение процесса цианидного выщелачивания золота из гравитационного концентрата	65
Выводы по 4 главе	66
5 УСТАНОВЛЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ УКСУСНОЙ КИСЛОТЫ В КАЧЕСТВЕ АКТИВАТОРА ЦИАНИДНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ	68

5.1	Термодинамическое обоснование применения уксусной кислоты в качестве активатора цианидного выщелачивания золотосодержащего сырья	68
5.2	Кинетические исследования процесса цианидного выщелачивания золота из гравитоконцентрата в присутствии уксусной кислоты	75
5.3	Моделирование процесса цианидного выщелачивания золота в присутствии уксусной кислоты	80
	Выводы по 5 главе	84
6	ИЗУЧЕНИЯ УСЛОВИЙ ИНТЕНСИВНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ГРАВИТАЦИОННОГО КОНЦЕНТРАТА	86
6.1	Определение расхода уксусной кислоты при цианидном выщелачивании гравитационного концентрата	86
6.2	Организация процесса интенсивного выщелачивания золотосодержащего гравитационного концентрата в аппаратах конусного и барабанного типов	88
6.2.1	Интенсивное цианирование золотосодержащего концентрата в аппарате конусного типа	88
6.2.2	Интенсивное цианирование золотосодержащего концентрата в аппарате барабанного типа	96
6.3	Результаты укрупненно-лабораторных испытаний способа переработки золотосодержащих концентратов с применением уксусной кислоты в качестве реагента-активатора	104
6.4	Экономическая оценка процесса интенсивного цианирования золотосодержащих гравитационных концентратов в присутствии уксусной кислоты	107
	Выводы по 6 главе	109
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ	111
	СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	115
	ПРИЛОЖЕНИЕ А – Справка о патентно-информационном поиске	125
	ПРИЛОЖЕНИЕ Б – Результаты кинетических исследований	130
	ПРИЛОЖЕНИЕ В – Акт о проведении укрупненно-лабораторных испытаний способа переработки золотосодержащих концентратов с применением уксусной кислоты в качестве реагента-активатора	132
	ПРИЛОЖЕНИЕ Г – Уведомление о положительном результате формальной экспертизы на изобретение	134
	ПРИЛОЖЕНИЕ Д – Сертификат об участии в международной научно-практической конференции	135
	ПРИЛОЖЕНИЕ Е – Список опубликованных научных трудов	136

НОРМАТИВНЫЕ ССЫЛКИ

В настоящей диссертации использованы ссылки на следующие стандарты:

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 61-75 – Кислота уксусная. Технические условия

ОПРЕДЕЛЕНИЯ

В настоящей диссертации использованы следующие термины с соответствующими определениями:

интенсивное цианирование – выщелачивание золота из гравитационных концентратов, осуществляемое в специальных аппаратах щелочным раствором цианида натрия (калия) в присутствии реагента-активатора и окислителя;

реагент-активатор – соединение, оказывающее каталитическое действие на протекание процесса цианидного выщелачивания золота из золотосодержащего сырья.

ОБОЗНАЧЕНИЯ И СОКРАЩЕНИЯ

- T – абсолютная температура, К;
 V – объем раствора, дм^3 ;
 τ – продолжительность процесса, (с, мин, час, сутки)
 pH – водородный показатель, ед;
 E – энергия активации, кДж/моль;
 R – универсальная газовая постоянная, Дж/моль;
 ΔG° – стандартная свободная энергия Гиббса, кДж/моль;
 E_h – электродный потенциал, В;
 $\lg K_p$ – логарифм константы равновесия;
 ρ – плотность, кг/м^3 ;
 г/т (кг/т) – грамм (килограмм) вещества на одну тонну продукта;
 г/дм^3 (мг/дм^3) или моль/дм^3 – грамм (миллиграмм) или моль вещества в одном кубическом дециметре раствора (суспензии);
 ε – степень извлечения золота, %;
 E_A – величина кажущейся энергии активации;
 Ж:Т – соотношение количества жидкой фазы к твердой;
гравиоконцентрат – гравитационный концентрат;
ЗИФ – золотоизвлекательная фабрика

ВВЕДЕНИЕ

Оценка современного состояния решаемой научной или научно-технологической проблемы

Золотой резерв Казахстана на конец марта 2017 г. составляет 267,7 т. По запасам золота Республика Казахстан занимает 15-е место в мире, 3-е среди стран СНГ, после России и Узбекистана [1].

Сырьевая база золотодобывающей промышленности республики представлена в основном мелкими (с запасами до 25 т) и средними (от 25 до 100 т) месторождениями, на которых добывается около 70 % производимого в стране золота. По уровню запасов лидирующее положение занимают Восточный (около 52 %), Северный и Центральный Казахстан (30 %) [1, с. 41; 2-4]. По данным журнала «Kazakhstan Business Magazine», в стране насчитывается 293 месторождений золота, из которых 38 % комплексных, 60 % золоторудных и 2 % россыпных [1, с. 42].

Практически все известные технологии переработки золотосодержащего сырья предусматривают использование гравитационных методов обогащения с целью выделения свободного крупного, среднего и мелкого золота. Однако гидromеталлургическая переработка золотосодержащих концентратов традиционными методами цианирования является затруднительной, в связи с отсутствием оборудования небольшой производительности и значительными потерями металла с кеком [5-7]. В последние годы для переработки гравитационных концентратов все большее применение находит метод интенсивного цианирования. Для этой цели созданы специальные аппараты, позволяющие выщелачивать цианистыми растворами крупные зерна металлического золота. Реактор интенсивного цианирования Акация (Acacia) был разработан компанией AngloGold Australia для завода Юнион-Риф (ЮАР) в 1999 г. [8, 9]. В середине 2003 г. эти реакторы применяли на 22 заводах ведущих зарубежных золотодобывающих компаний в Австралии, Зимбабве, Канаде, ЮАР, Папуа-Новой Гвинее, Монголии и России [5, с. 297; 10]. В 1997 г. в Австралии (Gekko Systems) был разработан аппарат интенсивного цианирования InLine Leach Reactor (ILR), первоначально внедренный на ряде африканских заводов компании Ashanti Goldfields, а в настоящее время используемый более чем на 20 зарубежных заводах [11-13].

Многие отечественные золотодобывающие компании, все еще использующие традиционную технологию обогащения золота, начинают проявлять интерес к процессу интенсивного цианирования. Так, реактор интенсивного цианирования Акация для обогащения золотосодержащих концентратов установлен и работает на месторождениях Пустынное и Акбакай [14]. На сегодняшний день включение в технологическую схему процесса интенсивного цианирования является одним из основных решений для переработки золотосодержащих гравитационных концентратов.

Технологические схемы переработки золотосодержащего сырья отличаются большим разнообразием. Выбор той или иной технологии зависит

от многих факторов, из которых главными являются химический состав золотосодержащего материала, характер золота в нем и свойства минералов, с которыми ассоциировано золото, присутствие других ценных составляющих, а также наличие в сырье компонентов, осложняющих технологию его переработки [15].

Довольно часто частицы золота покрыты пленками из оксидов железа или марганца, аргентита, ковеллина, галенита и некоторых других минералов. Пленки на мелких зернах золота могут образоваться также в результате наклепа минеральных частиц в процессе измельчения руды. Сплошные и плотные пленки препятствуют растворению золота при цианировании. Если покрытия пористы или занимают только часть поверхности, то цианирование золотосодержащего материала возможно, но оно протекает с меньшей скоростью. При гравитационном обогащении крупное, покрытое пленками золото, попадает в концентрат, однако дальнейшее извлечение его из концентрата требует применения специальных методов. Наличие пленок на крупинке золота необходимо учитывать при выборе технологической схемы переработки руды [16].

В настоящее время широко известно использование для интенсификации процесса цианирования путем растворения пленок соединений, пассивирующих поверхность благородного металла, различных химических добавок, называемых активаторами. Преимуществом использования реагент-активаторов является их высокая технологичность, простота применения, не требующая установки дополнительного оборудования, и, кроме того, не требуется замена оборудования устоявшегося технологического процесса [17, 18].

Осуществление процесса интенсивного цианирования гравитационных концентратов в присутствии реагент-активаторов позволит значительно повысить эффективность переработки золотосодержащего сырья.

Основание и исходные данные для разработки темы

Основанием для разработки темы диссертационной работы является создание технологии извлечения золота из сульфидных руд с использованием эффективного реагента-активатора при осуществлении процесса интенсивного цианирования гравитационных концентратов.

В качестве исходных данных для разработки темы исследований выбраны: сульфидные золотосодержащие руды месторождения Райгородок (компания «RG Gold»), объем запасов которых по стандартам JORC относит данное месторождение к крупнейшим в Казахстане [19].

Обоснование необходимости проведения научно-исследовательской работы

В настоящее время из-за нестабильности конвертируемых мировых валют, падения цен на ценные бумаги и последствий мирового финансового кризиса золото является основным банковским металлом и валютным резервом многих стран. В этой связи становится важным увеличение добычи золота не только за счет привлечения в переработку новых месторождений благородного

металла, но и совершенствования существующих технологий его концентрирования и получения.

Известная технология интенсивного цианидного выщелачивания гравитационных концентратов, позволяющая вывести часть золота в товарную продукцию с получением высокочистого сплава Доре, требует использования дорогостоящих реагентов и высокой температуры (80 °С) выщелачивания [5, с. 296].

Обоснованием необходимости проведения данной научно-исследовательской работы послужило требование золотодобывающей промышленности в разработке новых решений в технологии извлечения золота из сульфидных руд [20]. В связи с этим, предлагается проведение интенсивного цианирования обогащенного гравитационного концентрата с использованием уксусной кислоты в качестве эффективного реагента-активатора.

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

В планируемую научно-техническую разработку входило теоретическое обоснование и практическое подтверждение эффективности предлагаемой технологии интенсивного цианидного выщелачивания гравитационного концентрата с применением в качестве активатора процесса уксусной кислоты, ранее не используемой в данных целях. Научно-технический уровень разработки подтверждается использованием современных методов исследования и анализов.

Проведен анализ литературных данных и патентных исследований в области переработки золотосодержащих гравитационных концентратов с применением различных реагентов-активаторов.

Патентный поиск в направлении исследований показал наличие ряда запатентованных работ, близких предложенным технологическим решениям: Способ извлечения золота из руд и концентратов / Патент RU 2522921 Кл. C22B11/08 2014; Способ извлечения золота из гравитационных концентратов / Патент RU 2458162 Кл. C22B11/08 2012; Способ и устройства для выщелачивания богатых золотосодержащих концентратов / Патент RU 2168555 Кл. C22B11/08, C22B3/02 2001; Способ цианирования золотосодержащих руд и концентратов / Патент KZ 27335 Кл. C22B11/08, C22B11/06 2013; Патент США 8821613 Кл. 75/736, 75/744 2014; Патент США 8388730 Кл. 75/743, 75/744 2013; Европейский патент 2017/072411 Кл. C22B11/04, C22B3/00, C22B3/24 2017; Европейский патент 2011/154607 Кл. C22B11/04, C22B11/00 2011 [21-28]. Однако в данных способах переработки золотосодержащих гравитационных концентратов, используемые реагенты-активаторы для интенсификации процесса выщелачивания требуют применения высоких концентраций цианида натрия, что приводит к увеличению экологической нагрузки на окружающую среду; кроме того, известные реагенты-активаторы отличаются высокой стоимостью. Способ, предложенный в настоящей диссертационной работе, отличается от ранее предложенных решений. По результатам исследований

подана заявка на изобретение РК на тему «Способ переработки золотосодержащих гравитационных концентратов» № 2018/0134.1 от 28.02.2018 г, подтвержденная положительным результатом формальной экспертизы.

Сведения о метрологическом обеспечении диссертации

Все результаты, полученные в диссертационной работе, либо основываются на известных теоретических сведениях, либо доказаны и подкреплены применением современных физико-химических методов анализа и исследований. Использованные в исследованиях приборы и средства измерений прошли государственную метрологическую поверку.

Химико-аналитическая лаборатория филиала РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» Государственного научно-производственного объединения промышленной экологии «Казмеханобр» аккредитована в системе аккредитации Республики Казахстан на соответствие требованиям ГОСТ ИСО/МЭК 17025-2009 «Общие требования к компетентности испытательных и калибровочных лабораторий». Аттестат аккредитации № KZ.T.02.0108 от 29 декабря 2017 года (действителен до 29 декабря 2022 года).

Лаборатория инженерного профиля Некоммерческого акционерного общества «Казахский национальный исследовательской технической университет имени К.И. Сатпаева» аккредитована в системе аккредитации Республики Казахстан на соответствие требованиям ГОСТ ИСО/МЭК 17025-2009 «Общие требования к компетентности испытательных и калибровочных лабораторий». Аттестат аккредитации № KZ.T.02.1177 от 23 ноября 2017 года (действителен до 23 ноября 2022 года).

Актуальность темы

Гравитационное обогащение широко используют при переработке золотосодержащих руд. Схемы переработки гравитационных концентратов позволяют получить более богатый золотосодержащий продукт, отправляемый на плавку. При этом извлечение золота в «золотую головку» не превышает 70 % (чаще всего на уровне 50 %) [29].

Одним из эффективных способов переработки золотосодержащих гравитационных концентратов является процесс интенсивного цианирования, позволяющий достигнуть высокого извлечения золота за приемлемое технологическое время. Известно, что помимо использования высоких концентраций цианида натрия, в процессе интенсивного цианирования также применяют химические добавки, разрушающие пассивирующие пленки на поверхности крупинки золота. Однако известные реагенты-активаторы, используемые в технологии золота для интенсификации процесса цианирования, помимо разрушения блокирующей поверхность золота пленки приводят к разложению свободных циан-ионов и цианистых комплексов золота, что способствует значительным затратам дорогостоящего реагента растворителя – цианида натрия. Кроме того, известные реагенты-активаторы

отличаются экологической опасностью, что приводит к увеличению экологической нагрузки на окружающую среду [30].

В свете изложенного, поиск эффективного реагента-активатора, приводящего к интенсификации процесса выщелачивания золота из золотосодержащего сырья, значительно снижающего продолжительность операции выщелачивания и повышающего степень извлечения ценного металла в продуктивные растворы является актуальной и важной технологической задачей производства золота.

Новизна темы заключается в разработке технологии извлечения золота из сульфидных руд интенсивным цианированием выделяемого гравитационного концентрата с использованием в качестве реагента-активатора растворов уксусной кислоты.

Установлено и экспериментально доказано, что уксусную кислоту можно использовать в качестве активатора интенсивного цианидного выщелачивания гравитационных концентратов в щелочной окислительной среде, что обусловлено растворением сульфидных минералов и продуктов их разложения, пассивирующих поверхность золота, с образованием растворов ацетатов металлов.

В работе получены следующие новые научные результаты:

– термодинамически обоснована вероятность взаимодействия уксусной кислоты с пассивирующими соединениями на поверхности золота при рН растворов выше 10;

– установлены кинетические закономерности цианидного выщелачивания золота в присутствии уксусной кислоты. Показано, что выщелачивание протекает в диффузионном режиме и имеет многостадийный характер;

– на основании результатов исследований предложена новая технология интенсивного цианирования гравитационных концентратов в присутствии уксусной кислоты.

Связь работы с другими научно-исследовательскими работами

Работа выполнялась в соответствии с международными исследовательскими проектами, обозначенными в Стратегии «Казахстан-2050», концепцией инновационного развития Республики Казахстан до 2020 года и планами научно-исследовательских работ кафедры «Металлургические процессы, теплотехника и технология специальных материалов» Казахского национального исследовательского технического университета имени К.И. Сатпаева (МПТиТСМ). Диссертационная работа выполнена на кафедре МПТиТСМ, в лаборатории благородных металлов Филиала РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» Государственного научно-производственного объединения промышленной экологии «Казмеханобр» и металлообработки в Вустерском политехническом институте (США).

Цель исследований – обоснование и разработка технологии извлечения золота из сульфидных руд месторождения Райгородок с использованием в качестве реагента-активатора растворов уксусной кислоты при интенсивном

цианировании гравитационного концентрата, ее лабораторная и укрупненно-лабораторная проверка.

Объект исследований – сульфидные руды месторождения Райгородок и полученные из них гравитационные концентраты, перерабатываемые далее способом интенсивного цианидного выщелачивания в присутствии реагента-активатора.

Предмет исследований – термодинамическое обоснование, кинетика и механизм действия уксусной кислоты в качестве реагента-активатора при интенсивном цианировании гравитационных концентратов, а также изучение условий проведения процесса интенсивного цианирования гравитационного концентрата в присутствии реагента-активатора, а также комплексные исследования состава равновесных фаз.

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

- провести анализ литературных сведений по возможному использованию химических реагентов, интенсифицирующих процесс цианирования золота;

- провести технологическую оценку исходной золотосодержащей руды и гравитационного концентрата месторождения Райгородок Республики Казахстан;

- термодинамически обосновать выбор реагента-активатора с целью растворения соединений, пассивирующих поверхность золота; выявить основные закономерности, механизм и кинетику влияния реагента-активатора на процесс интенсивного цианирования гравитационного концентрата; построить математическую модель процесса;

- изучить условия проведения интенсивного цианирования; разработать технологию переработки сульфидной золотосодержащей руды с использованием реагента-активатора и провести лабораторные испытания в аппаратах интенсивного цианирования различных типов, имитирующих промышленные установки; провести экономическую оценку предлагаемой технологии.

Каждая решаемая задача логически связана с остальными и направлена на достижение поставленной цели исследований.

Методологическая база исследований

К числу основных методов исследований и анализов, применяемых при выполнении диссертационной работы, относятся:

- расчет термодинамических характеристик возможных реакций взаимодействия уксусной кислоты с пассивирующими соединениями, входящих в состав пленок на поверхности золота, выполняли с помощью программы термодинамических расчетов HSC Chemistry 8.0 компании Outokumpu Technology Engineering Research;

- анализ металлов методом атомно-абсорбционной спектроскопии проводили на приборе модели SavantAA;

- рентгенодифрактометрический анализ исходных проб и промежуточных продуктов разрабатываемой технологии проводили на автоматизированном дифрактометре ДРОН-3;
- рентгенофлуоресцентный анализ гравитационного концентрата проводили на портативном анализаторе марки Alpha InnovXSystems;
- кристаллооптический метод анализа исходных проб и концентратов проводили на поляризационном микроскопе марки LEICA DM 2500 P;
- ИК-спектроскопический метод исследования хвостов после интенсивного выщелачивания осуществляли на приборе ИК-Фурье спектрометр Thermo Scientific Nicolet iS5;
- мониторинг воздушной среды осуществляли в автоматическом режиме с помощью сигнализатора синильной кислоты ССК-4.

Исследования проводили с использованием приборов и средств измерений, прошедших государственную метрологическую поверку.

Положения, выносимые на защиту

На защиту диссертационной работы выносятся следующие положения:

- результаты анализа литературных данных, обоснование выбора применения в качестве реагента-активатора уксусной кислоты;
- результаты термодинамического анализа вероятности применения уксусной кислоты в качестве активатора цианидного выщелачивания золотосодержащего сырья;
- результаты кинетических исследований и моделирования процесса цианидного выщелачивания золота в присутствии уксусной кислоты;
- результаты исследований по интенсивному выщелачиванию золота из гравитационных концентратов;
- результаты укрупненных испытаний разработанной технологии интенсивного цианирования золотосодержащего гравитационного концентрата в присутствии уксусной кислоты.

Практическая значимость диссертации:

- разработаны условия интенсивного цианидного выщелачивания золота в присутствии реагента-активатора (уксусной кислоты) из золотосодержащего гравитационного концентрата;
- показана гравитационная обогатимость золотосодержащих руд месторождения Райгородок;
- предложены условия проведения цианидного выщелачивания золотосодержащего гравитационного концентрата в аппаратах барабанного и конусного типов;
- разработана и испытана в укрупненно-лабораторном масштабе технологическая схема интенсивного цианирования золотосодержащего гравитационного концентрата, которая рекомендована для проведения полупромышленных испытаний с целью возможного ее использования на золотоизвлекательных предприятиях Республики Казахстан.

Публикации и апробация работы

По результатом диссертационной работы опубликовано 13 печатных работ, в том числе:

– 2 статьи в журналах, входящих в базу данных Scopus (Известия НАН РК, серия геологии и технических наук с импакт-фактором 0,06);

– 4 статьи в журналах, рекомендованных Комитетом по контролю в сфере образования и науки Министерства образования и науки Республики Казахстан.

Основные положения и результаты работы докладывались на международных конференциях:

– The International Scientific-Practical Conference «Prospects for the development of modern science» (Jerusalem, Israel, 2016 г);

– 49th International October Conference on Mining and Metallurgy (Bor, Serbia, 2017 г);

– Международная научно-практическая конференция «Интенсификация гидрометаллургических процессов переработки природного и техногенного сырья. Технологии и оборудование» (Санкт-Петербург, РФ, 2018 г);

– Международная научная конференция «Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья» (Плаксинские чтения) (Красноярск, РФ, 2017 г);

– Международная научно-практическая конференция «Инновации в комплексной переработке минерального сырья» (Абишевские чтения) (Алматы, 2016 г);

– Международная научная-практическая конференция «Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов» (Алматы, 2018 г);

– Международная научная конференция «Инновации в комплексной переработке минерального сырья», секции «Стратегия развития производства металлов в Республике Казахстан и оценка минерального сырья на обогатимость» (Алматы, 2018 г).

По результатом исследований подана заявка на изобретение РК на тему «Способ переработки золотосодержащих гравитационных концентратов» № 2018/0134.1 от 28.02.2018 г, подтвержденная положительным результатом формальной экспертизы.

Структура и объем диссертации. Диссертация состоит из введения, 6 глав, заключения и приложений. Работа содержит 51 таблицу и 40 рисунков. Список использованных источников включает 135 наименований.

1 ОБОСНОВАНИЕ НЕОБХОДИМОСТИ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ СУЛЬФИДНОГО ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ МЕТОДОМ ИНТЕНСИВНОГО ЦИАНИРОВАНИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РЕАГЕНТА-АКТИВАТОРА

1.1 Сырьевая база золотодобывающей промышленности

Золото в природе встречается, в основном, в самородном состоянии, главным образом в виде мелких зерен, вкрапленных в кварц или содержащихся в кварцевом песке. В небольших количествах золото встречается в сульфидных рудах железа, свинца и меди. За всю историю человечеством добыто около 161 тысяч т золота (оценка на 2011 год). Если сплавить все это золото воедино, получится куб со стороной примерно 20 м [31]. Около 40 % добытого золота переплавляется в слитки, остальное 48 % идет на изготовление украшений и 12 % – на технические потребности. По потреблению золота в технических нуждах лидируют Япония, Германия и США. По объему ювелирной промышленности среди европейских государств всех обгоняет Италия, а среди азиатских – Китай [1, с. 40; 32].

Мировой объем производства золота в 2015 году, согласно данным Metals Focus, составил 3,21 тысяч т [33]. По данным аналитической компании Thomson Reuters GFMS, производство добычного золота в мире в 2016 году увеличилось всего на 0,4 % – до 3,22 тысяч т [34]. Список стран-лидеров по добыванию золота приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Список стран-лидеров по добыванию золота [33, 34]

Место	Страна	Добыча, т		
		2014 г	2015 г	2016 г
1	Китай	462,0	460,3	453,5
2	Австралия	274,0	273,8	290,5
3	Россия	264,7	268,5	253,5
4	США	210,0	214,0	236,0
5	Индонезия	93,8	113,0	168,2
6	Канада	151,2	157,2	165,0
7	Перу	171,1	170,5	164,5
8	Южная Африка	168,6	167,5	150,0
9	Мексика	112,7	133,2	120,5
10	Гана	106,3	94,7	95,0
11	Бразилия	91,6	95,0	83,3
12	Узбекистан	83,5	85,5	82,9
13	Папуа-Новая Гвинея	60,7	58,4	59,9
14	Аргентина	60,0	63,5	57,4
15	Мали	52,8	50,1	49,8
16	Танзания	50,8	51,7	48,7
17	Филиппины	40,4	41,1	48,5
18	Колумбия	47,0	44,0	48,3
19	Казахстан	49,2	63,7	48,0
20	Демократическая Республика Конго	44,5	41,1	44,4
	Другие	558,1	564,4	554,3
	Суммарно	3153	3211	3222,3

Казахстан в 2014 году занимал шестнадцатое место по производству золота (49,2 т), а в 2015 году занял тринадцатую строчку, увеличив производство золота на 29 % (63,7 т) [33]. Но в 2016 году опустился на 19 строчку с добычей золота на 48,0 т [34].

В таблице 2 показана добыча золота в странах СНГ в периоды с 2010 по 2016 гг.

Таблица 2 – Добыча золота в странах СНГ [33, 34]

Страна	Добыча, т						
	2010 г	2011 г	2012 г	2013 г	2014 г	2015 г	2016 г
Россия	203,1	211,6	229,3	248,5	264,7	268,5	253,5
Узбекистан	71,0	70,6	80,0	81,0	83,5	85,5	82,9
Казахстан	30,3	36,8	40,0	42,4	49,2	63,7	48,0
Киргизия	19,0	19,7	11,4	20,2	19,3	18,7	19,6
Другие	5,7	5,9	5,9	7,1	7,2	8,8	–

Золотой резерв Казахстана на конец марта 2017 г. составляет 267,7 т. По запасам золота РК занимает 15-е место в мире, 3-е среди стран СНГ, после России и Узбекистана [1, с. 41].

Сырьевая база золотодобывающей промышленности республики представлена в основном мелкими (с запасами до 25 т) и средними (от 25 до 100 т) месторождениями, на которых добывается около 70 % производимого в стране золота (таблица 3). По уровню запасов лидирующее положение занимают Восточный (около 52 %), Северный и Центральный Казахстан (30 %) [1, с. 41]. По данным журнала «Kazakhstan Business Magazine», в стране насчитывается 293 месторождения золота, из которых 38 % комплексных, 60 % золоторудных и 2 % россыпных [1, с. 42].

Крупнейшим в Казахстане золоторудным объектом является месторождение Васильковское, расположенное в 17 км северо-западнее города Кокшетау. Его доказанные запасы при среднем содержании металла в руде 2,8 г/т составляют 370 т золота [1, с. 41; 35]. Второе по величине с рудными запасами 208 т при среднем содержании 7,5 г/т – месторождение Бакырчик (приблизительно в 100 км от г. Семей) [36]. Следующими по промышленной значимости (общие запасы золота более 100 т) являются месторождения Аксу, Бестюбе и Жолымбет (Акмолинская область) [1, с. 41]. В республике зарегистрировано около ста золотодобывающих компаний, но только 35 из них ведут добычу золота и проводят геологоразведочные работы. При этом золотодобывающие предприятия дают только одну треть золота, остальные две трети приходятся на предприятия медной и свинцо-цинковой отраслей, где золото является попутным продуктом производства. Лидирующие места на рынке золотодобычи занимают АО «Казцинк», ТОО «Корпорация Казахмыс» и Polymetal International Plc. [1, с. 41; 37].

Таблица 3 – Основные месторождения золота в Казахстане [2, с. 13]

Регион	Месторождения
Северный Казахстан	Васильковское, Варваринское, Узбой, Сымбат, Комаровское, Элеваторное, Аккаргинское, Жетыгоринское
Центральный Казахстан	Аксу, Жолымбет, Бестюбе, Майкаин, Кварцитовые Горки, Ушоки, Енбекши, Пустынное
Восточный Казахстан	Бакырчик, Суздальское, Большевик, Васильевское, Риддер-Сокольное, Жанан, Акжал, Каскабулак
Южный Казахстан	Акбакай, Алтынтас, Далабай, Аксакал-Бескемпир, Мынарал, Жаркулак, Карамурун, Архарлы, Кумысты
Западный Казахстан	Юбилейное

Разработка технологии обогащения золотосодержащего сырья с дальнейшей гидрометаллургической переработкой обогащенного продукта является своевременной задачей, в связи с этим важной научно-практической проблемой является развитие исследования в данном направлении [38].

1.2 Традиционные технологии переработки золотосодержащего сырья

Технологические схемы переработки золотосодержащих руд отличаются большим разнообразием. Выбор той или иной технологической схемы зависит от многих факторов, из которых главными являются характер золота в руде и прежде всего, его крупность, химический состав руды, характер минералов, с которыми ассоциировано золото, присутствие в руде других ценных компонентов, а также наличие в руде компонентов, осложняющих технологию переработки [16, с. 51].

Так, крупное золото при измельчении руды освобождается от связи с минералами, образующиеся свободные зерна золота легко улавливаются при гравитационном обогащении, но плохо флотировуются и медленно растворяются при цианировании. Мелкое золото в измельченной руде частично находится в свободном состоянии, а частично в сростках с другими минералами. Мелкое свободное золото хорошо флотировуется, быстро растворяется при цианировании, но с трудом извлекается гравитационными методами обогащения. Мелкое золото в сростках также успешно переходит в раствор при цианировании, но почти не извлекается при гравитационном обогащении. Флотационная активность такого золота определяется флотационной активностью связанного с ними минерала. Тонкодисперсное золото, ассоциированное в большинстве случаев с сульфидами, при измельчении руды вскрывается лишь незначительно, основная его масса остается в минерал-носителях, чаще всего в пирите и арсенопирите. При цианировании такое золото не растворяется, в процессах гравитационного и флотационного обогащения извлекается вместе с минералами-носителями. Руды, содержащие

тонкодисперсное золото, относятся к категории упорных и перерабатываются специальными методами [39].

Из сказанного следует, что крупность золота является одним из основных факторов, определяющих технологическую схему переработки золотосодержащей руды.

Довольно часто частицы золота покрыты пленками из оксидов железа или марганца, аргентита, ковеллина, галенита и некоторых других минералов. Пленки на зернах золота могут образоваться также в результате наклепа минеральных частиц в процессе измельчения руды. Поведение такого золота в технологических операциях зависит от характера пленок. Сплошные и плотные пленки препятствуют растворению при цианировании. Если покрытия пористы или занимают только часть поверхности, то цианирование возможно, но протекает с меньшей скоростью. При гравитационном обогащении крупное, покрытое пленками золото, попадает в концентрат, однако дальнейшее извлечение его из концентрата требует применения специальных методов. При флотационном обогащении золотины с покровными образованиями, как правило, флотируются хуже, чем с чистой поверхностью. Наличие пленок на зернах золота необходимо учитывать при выборе технологической схемы переработки руды [17, с. 36].

Технология переработки любой золотосодержащей руды должна предусматривать несколько обязательных блоков операций [40, 41]:

– *подготовка руды к обогащению* и дальнейшей переработке, в которую входят операции дробления, измельчения и классификации руды, в некоторых случаях – операции рудоразборки и рудосортировки;

– *обогащительные операции* – гравитационное и флотационное обогащение, электрическая или электромагнитная сепарация, специальные методы обогащения руды. В результате каждой из этих операций получают, как минимум, два продукта – обогащенный золотом концентрат и хвосты. Хвосты операций обогащения могут быть отвальными, из которых больше нельзя извлечь золото, и в этом случае их направляют на складирование в хвостохранилище, либо промежуточными продуктами, которые подлежат дальнейшей переработке;

– *гидрометаллургические операции* – амальгамация, цианирование, сорбционное или автоклавное выщелачивание. В переработку на эти операции поступает либо весь объем измельченной руды, либо хвосты после обогащения, либо *золотосодержащие* концентраты. Хвосты после гидрометаллургических процессов должны содержать минимальное количество золота, которое экономически невыгодно извлекать на данном этапе развития техники и технологии;

– *доводочные и гидрометаллургические операции* по получению конечной товарной продукции. Эти операции, как правило, не связаны с переработкой основной массы руды. Чисто доводочные операции предусматривают переработку гравитационных концентратов на доводочном оборудовании и получение продуктов в виде «золотой» головки или шлихов, в которых

содержание золота должно быть не менее 10 %. Такие продукты переплавляются на черновой слиток. Гидрометаллургические операции по получению готовой продукции включают процессы десорбции золота из сорбента, электролиз золота из растворов и получение катодных осадков или шламов, которые затем переплавляются на слитки сплава Доре;

– *обезвреживание*. Поскольку хвостовая пульпа после гидрометаллургических процессов содержит вредные вещества в различных концентрациях, хвосты должны проходить стадию очистки до предельно-допустимых концентраций этих веществ.

Готовой продукцией ЗИФ являются черновое золото в виде слитков сплава Доре (сплав золота с серебром и металлами-примесями), золотосодержащие катодные осадки или осадки после химического осаждения, а также золотосодержащие концентраты с содержанием основного металла от 20 до 300 г/т. Дальнейшая переработка чернового золота и катодных осадков осуществляется на специализированных аффинажных заводах, где специальными методами разделяют золото, серебро и примеси и получают плавкой слитки золота и серебра с чистотой 99,99 % [42].

Рассмотрим варианты переработки золотосодержащего сырья:

Гравитационные методы. Метод разделения минеральных зерен по плотности в гравитационных устройствах отличается простотой и позволяет обогащать рассыпное золото в условиях отдаленных районов без сложившейся инфраструктуры. Кроме того, этот метод не требует использования химических реагентов и отличается малой энергоемкостью [43].

Необходимость выделения крупного золота (0,1-0,2 мм и более), которое присутствует практически во всех рудах, определяется следующими причинами [44]:

– время растворения крупных частиц (>250 мкм) при цианировании чрезмерно велико;

– частицы крупного золота в цикле «дробление-измельчение» затираются, в них запрессовываются другие минералы; в результате падает их флотационная активность и затрудняется контакт с цианидными растворами;

– осуществляется быстрая реализация значительной части золота (30-60 %) в голове процесса простыми и эффективными способами.

На фабрике «Омай» в Гайане цикл гравитации предусматривает первоначальное обогащение песков одного из работающих гидроциклонов в конусе Ричерта, затем обогащение нижнего продукта конуса в винтовых сепараторах с последующей доводкой концентрата на концентрационных столах Дейстера. Концентрат столов подвергается плавке с получением сплава Доре, а промпродукт обогащения возвращается в цикл измельчения. Извлечение золота в цикле гравитации составляет 20 % [45]. Аналогичная схема гравитации применена на фабрике «Форт-Нокс» на Аляске, где в цикл гравитации направляют пески двух гидроциклонов [46].

С появлением концентраторов Knelson и Falcon их начали устанавливать взамен отсадочных машин. Так, на фабрике «Кэмпбелл» в Канаде с

концентратом Knelson извлечение золота в гравитационный продукт повысилось от 30-35 % до 50 % от исходной руды [47].

Авторы работы [48] показали, что для малосульфидных концентратов (Жолымбетская, Бестюбинская, Араратская, Ангренская ЗИФ) наиболее эффективным вариантом переработки на месте является комбинированная схема, основанная на гравитационной доводке с последующей флотационной перерешивкой хвостов гравитации. Хвосты гравитационной доводки, содержащие преимущественно тонкие и равномерные по крупности сульфиды и ассоциированное с ними золото, подвергают флотационной перерешивке с получением богатого вторичного флотоконцентрата и малосульфидных хвостов флотационной перерешивки [3, с. 16].

На ГМЗ-2 Навоийского ГМК (Узбекистан), работающем на комбинированной схеме, включающей сорбционное цианирование в сочетании с гравитацией, общее извлечение золота составляет 93 %, из которых гравитацией извлекают 30 % металла [49].

Флотационные методы. Флотируемость золота и золотосодержащих сульфидных минералов определяется их природой, технологическими особенностями, среди которых важными являются – крупность, геометрическая форма частиц золота, химический состав поверхности золотин и сульфидных минералов [10, с. 18].

При переработке сульфидных золотосодержащих руд, в которых значительная часть золота ассоциируется с сульфидами, возникает необходимость выделения золотосодержащих минералов методом флотации в бедный сульфидный концентрат для его последующей пиро- или гидрометаллургической переработки. Если же золото также содержится в карбонатах, остающихся в хвостах сульфидной флотации, то их подвергают дальнейшей переработке с применением сорбционного цианирования. Такой прием позволяет уменьшить объем продуктов, перерабатываемых гидрометаллургическими методами, требующими как обработки с применением реагентов, так их последующего обезвреживания. Подобная технология применяется, например, при переработке руд на фабрике «Кэмпбелл» в Канаде [47, с. 36], «Кумтор» в Кыргызстане [50-52] и в ряде других ЗИФ [10, с. 18].

В отдельных случаях для предотвращения окисления сульфидных минералов в цикл тонкого измельчения в мельницы, а также во флотомашины подают двуокись азота NO_2 , вытесняющий кислород воздуха, что позволяет повысить показатели флотации. С 1997 г. такая технология «N₂TEC» применяется на золотоизвлекательной флотационной фабрике «Лон Три» компании «Ньюмонт» в штате Невада. Использование данной технологии при переработке богатых сульфидных руд с содержанием золота 19,6 г/т позволяет повысить его извлечение в концентрат с 70-75 до 90 % [53].

При флотации сульфидных медно-золотосодержащих руд на фабрике «Бату Хаю» в Индонезии используют морскую воду, что позволяет снизить расход реагентов и повысить показатели извлечения. Так, из сульфидной руды,

содержащей 0,8 % меди и 0,5 г/т золота, флотацией с применением флотореагента СУТЕС 7249 в концентрат удается извлекать 91 % меди и 80 % золота [54].

Амальгамация. Теория процесса амальгамации основана на изучении смачивания частиц металла ртутью и следующей за этим диффузии ее в частицы извлекаемого металла. Однако использование процесса амальгамации запрещено в мировой практике в связи с опасностью процесса для здоровья человека [16, с. 111].

Методы выщелачивания золота. Известны способы тиокарбамидного, тиосульфатного, аммиачно-тиосульфатного, сульфитного, хлоридного, йодидного, бромидного, а также с применением органических растворителей выщелачивания [55-58].

В настоящее время в промышленном масштабе используется кучное выщелачивание золотосодержащих руд с помощью тиосульфатных растворов, а также разработана технология, основанная на тиосульфатном растворении золота из упорных руд подземной добычи [59-62].

Цианирование и сорбционное выщелачивание. Самым распространённым процессом извлечения золота из руд является цианирование. В основе этого процесса лежит селективное выщелачивание золота водными растворами щелочных цианидов: натрия, калия или кальция. Полученный раствор, содержащий растворенное золото, отправляют на переработку различными методами для получения товарного продукта высокого качества в виде сплава Доре в слитках. Полученный сплав отправляют на аффинажный завод для производства золота необходимой степени чистоты [63, 64].

Широкое распространение технологии цианидного выщелачивания при переработке золотосодержащих руд обусловлено мягкими условиями протекания процессов растворения при атмосферном давлении и обычных температурах в слабощелочной среде, при низком расходе реагентов, а также высокой избирательности растворения золота. Промышленные аппараты для осуществления данной технологии изготавливают из обычной углеродистой стали. Недостатками цианидного выщелачивания являются токсичность реагента и существенная продолжительность процесса [10, с. 20].

Традиционная цианидно-сорбционная технология наиболее распространена и используется при переработке окисленных, либо руд с невысоким содержанием сульфидов (менее 0,5 %). При переработке сульфидных руд, содержащих свыше 2 % $S_{\text{общ}}$, применяют предварительную концентрацию сульфидов флотацией и дальнейшую переработку концентрата по цианидно-сорбционной технологии. Это позволяет уменьшить объем цианируемого продукта, что снижает расход реагентов на 1 т исходной руды, а также сократить количество обезвреживаемых отходов. На практике такой прием используется на фабрике «Кумтор» в Кыргызстане, «Кэмпбелл» в Канаде, «Сао Бенто» в Бразилии [10, с. 21; 65].

1.3 Интенсивное цианирование золотосодержащих концентратов и используемая аппаратура

К способам подготовки золотосодержащих руд к процессу выщелачивания, отличающимся простотой, низкой энергоемкостью, отсутствием необходимости использования химических реагентов, относятся гравитационные методы [6, с. 94].

Образующиеся гравитационные концентраты подразделяют [6, с. 94; 29, с. 60] на:

- золотопиритные (содержание пирита от 25 до 75 %);
- золотомедные, содержащие пирит, халькопирит, борнит, халькозин, ковеллин и другие (содержание меди от 2 до 18 %);
- золотосурьмяные, содержащие антимонит, пираргирит и другие;
- золотополиметалльные, содержащие сульфиды меди, свинца, цинка и другие;
- золотоуглисто–сульфидные, содержащие углистые сланцы;
- золотомышьяковые, содержащие, прежде всего, арсенопирит (концентрация мышьяка от долей до 20 %), а также пирит.

В зависимости от содержания крупного свободного золота и сопутствующих минеральных форм, существует ряд приемов и методов переработки указанных типов материалов. Применительно к золотокварцевым гравитационным концентратам до последнего времени использовали метод амальгамации свободного золота, во многих случаях осуществляемый с попутным доизмельчением материала. Однако использование ртути запрещено законом Республики Казахстан [6, с. 94; 29, с. 60].

Гравитационные сульфидные продукты обогащают гравитационными методами на концентрационных столах, с получением «золотой головки». Процесс осуществляют в несколько стадий, каждая из которых сопровождается доизмельчением получаемого продукта. Опыт гравитационной доводки концентратов отсадки позволяет получить «золотую головку» с содержанием 0,4-0,6 % золота, которую направляют на плавку с флюсами [6, с. 94].

Для малосульфидных и сульфидных концентратов эффективна комбинированная схема переобогащения, основанная на гравитационной доводке с последующей флотационной перечисткой хвостов гравитации. Указанные операции позволяют сократить количество вовлекаемого в гидromеталлургический процесс цианирования материала [6, с. 95].

Для переработки упорных сульфидных концентратов, содержащих золото, разработан ряд процессов, предполагающих как полное разрушение золотоносных сульфидов, так и частичное изменение указанных минералов. К первым относят процессы автоклавного окисления, бактериально-химического вскрытия, обжиг, кислотно-кислородные процессы и прочие, ко вторым – мягкое атмосферное окисление материала перед цианированием [66].

Наибольший эффект в плане извлечения золота позволяют получать процессы, при которых происходит полное разрушение сульфидов и золото становится доступным для последующего цианирования за счет

высвобождения из сульфидной «рубашки». Однако эффект существенного повышения извлечения часто сопровождается сложностью процесса, высокими затратами на приобретение и эксплуатацию оборудования. Совокупность осложняющих факторов может сделать переработку материала непривлекательной с экономической точки зрения. В результате оптимизации процессов имеется прогресс в развитии технологий ультратонкого измельчения, бактериального и автоклавного окисления. На рисунке 1 приведены сводные данные по предлагаемым способам переработки упорных сульфидных гравитационных концентратов [66].



Рисунок 1 – Способы переработки упорных сульфидных гравитационных концентратов [66]

Применение тиомочевинного кислого выщелачивания для извлечения золота из огарков обжига сульфидных концентратов, обеспечившее извлечение металла на уровне 94-95 % [67]. В работе [67, с. 52] показаны преимущества кислого тиомочевинного выщелачивания золота и серебра из рудных концентратов по сравнению с цианированием: более высокая скорость растворения металлов (~ в 10 раз), незначительное влияние посторонних ионов металлов и неметаллов на активность тиокарбамида и малый удельный расход реагентов. Для выделения золота из тиомочевинных растворов могут быть использованы следующие приемы: обработка щелочью с целью разложения тиомочевинных соединений, цементация золота и серебра алюминием, катодное восстановление металлов, сорбция. Затруднения, препятствующие внедрению тиомочевинного растворения золота, связаны с непроизводительным расходом реагента из-за его окислительного разложения кислородом воздуха, а также его высокой стоимостью (на 25 % выше, чем NaCN).

Кроме тиокарбамидных сред, при выщелачивании золота и серебра из рудных материалов, в том числе огарков окислительного разложения,

используют водные растворы тиосульфата аммония в присутствии сульфата двухвалентной меди, а также кислорода воздуха. Проведены укрупненные испытания аммиачно–тиосульфатного выщелачивания для продуктов ряда месторождений. Извлечение золота составило 95,5 %, серебра 90 % [68].

Имеются сведения об использовании окислительного выщелачивания золота и серебра из гравитационных концентратов минеральными кислотами и солями с использованием в качестве окислителей молекулярного хлора, гипохлорита, азотной кислоты, кислорода. В качестве комплексообразователей для благородных металлов использовали хлор-, нитрат-ионы и др. [69].

Известны приемы прямого выщелачивания золота из рудных концентратов цианированием при повышенном содержании цианидов и дополнительных реагентов. В работе [70] приведены результаты промышленного интенсивного цианирования гравитационных концентратов. Используется 30 %-ный раствор NaCN при температуре 30-35 °С с активным перемешиванием в течение 17 часов с подачей в пульпу кислорода, расход которого составлял 10 л/мин. Золото и серебро, накапливающиеся в цианистых растворах, могут быть извлечены цементацией цинковой пылью, а также сорбцией активированными углями или синтетическими сорбентами с последующей десорбцией в водные среды и выделением металлов из растворов, например, электрохимическим восстановлением.

Таким образом, в процессе интенсивного цианирования используются растворы с повышенной концентрацией цианида, защитной щелочи с добавкой химических реагентов и окислителя [7, с. 520].

Впервые в мире метод интенсивного цианирования для переработки гравитационных концентратов был применен на заводе ЮАР (Вестерн-Холдингс) в 1977 г., а затем на золотоперерабатывающем предприятии в East-Gold – в 1980 г. В качестве реакторов при проведении выщелачивания использовали аппараты колонного типа с механическим перемешиванием, оборудованные циркулятором или гребковым устройством [71].

С начала 1990-х годов в связи с внедрением центробежных концентраторов (Knelson, Falcon, Итомак и др.) на многих заводах заметно повысилось извлечение золота в гравиоконцентраты (на 1-3 %), включая переработку руд с высоким содержанием сульфидов [5, с. 296; 72]. Однако стандартные методы переработки гравитационных концентратов позволяют извлекать золото на уровне не выше 70 % [73]. Для решения этой проблемы были испытаны установки интенсивного цианирования, позволяющие достигать высокого извлечения золота из гравиоконцентратов за приемлемое для общего технологического цикла времени. Так, реактор интенсивного цианирования Акация (Acacia) был разработан компанией AngloGold Australia для завода Юнион-Риф (ЮАР) в 1999 г. В середине 2003 г. эти реакторы применяли на 22 заводах ведущих зарубежных золотодобывающих компаний: в Австралии – 11, Зимбабве – 5, Канаде – 3, ЮАР, Папуа-Новой Гвинее и Монголии – по 1, в России – 5 [5, с. 296-297].

Акация (рисунок 2) является комплексной компактной установкой, ядром которой служит конусообразный реактор со взвешенным слоем концентрата за счет восходящего потока раствора. Вследствие высокой концентрации реагентов в растворе (2-3 % NaCN, 0,2-0,35 % NaOH, 0,1-1,0 % Leach – ускоритель) при интенсивном цианировании достигается растворение золота как свободного, так и восходящего в кристаллическую решетку сульфидных минералов. Это позволяет уменьшить число единиц оборудования на последующих стадиях переработки, снизить содержание золота в хвостах, также повысить общее извлечение золота на 1,0-1,5 % [13, с. 40].



Рисунок 2 – Реактор интенсивного цианирования Акация

В 1997 г. в Австралии (Gekko Systems) был разработан аппарат интенсивного цианирования – InLine Leach Reactor (ILR), первоначально внедренный на ряде африканских заводов компании Ashanti Goldfields, а в настоящее время используемый более чем на 20 зарубежных заводах [13, с. 41]. Гекко процесс (Gekko) предусматривает предварительную концентрацию упорных сульфидов (стибнит-антимонит Sb_2S_3 и пирротин FeS), которые затрудняют стандартный режим сорбционного выщелачивания в цикле гравитации при крупности золотин 2,5 мм [74].

Реактор ILR (рисунок 3) действует по принципу полупогруженного слоя и представляет горизонтально установленный барабан, вращающийся с небольшой скоростью, с комплектом специальных разделительных перегородок и системой аэрации для максимального выщелачивания [11].

Многие отечественные золотодобывающие компании, все еще использующие традиционную технологию обогащения золота, начинают проявлять интерес к процессу интенсивного цианирования. Так, реакторы интенсивного цианирования Акация для обогащения золотосодержащих концентратов установлены и работают на месторождениях Пустынное и Акбакай [14].

Впервые в Казахстане аппараты интенсивного цианирования для переработки золотосодержащих концентратов были разработаны, испытаны и внедрены сотрудниками Казмеханобра и ВНИИ РК в периоды с 1988 - 1992 г.г. на Марджанбулакской золотоизвлекательной фабрике объединения «Узбекзолото» [75, 76]. При использовании аппарата конусного типа с единовременной загрузкой концентрата 2,2-3,3 т, NaCN 0,2-0,4 %, CaO 0,01-0,06 % и Т:Ж = 1:(2,2-2,5) время выщелачивания составило 16-20 ч и степень извлечения золота в раствор колебалось в пределах 90-93 %. После выщелачивания содержание золота в хвостах составило 23 г/т, при исходной величине 530-682 г/т [76, с. 54].

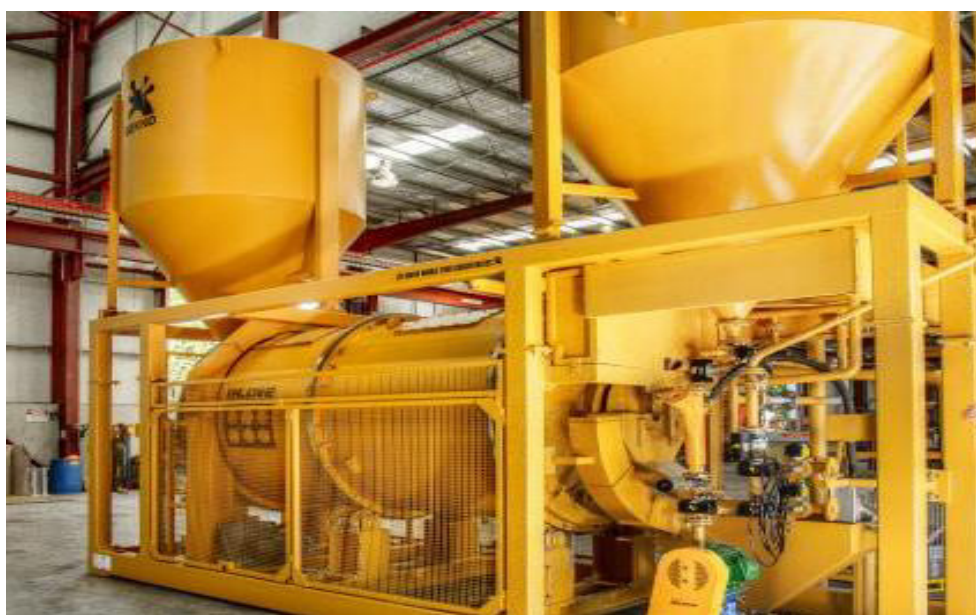


Рисунок 3 – Реактор интенсивного цианирования InLine Leach Reactor (ILR)

Интенсивное цианирование в зависимости от вещественного состава может использоваться в разнообразных технологических схемах [77]. На рисунке 4 представлена технологическая схема интенсивного цианирования для переработки легко цианируемого гравитационного концентрата. По представленной технологии, концентраты после гравитационного обогащения отправляют на процесс интенсивного цианирования, в котором, продуктивные растворы перерабатывают методом электролиза. Кек направляют на хвостохранилище. Примерам применения подобной схемы является ЗИФ «Каральвеем», ЗИФ «Сухой Лог», ЗИФ «Первенец» (РФ) [77, с. 112].

Вторая принципиальная схема применяется для переработки руды с высоким содержанием тонкого золота (рисунок 5), в которой кек после интенсивного цианирования возвращается в процесс для полного извлечения золота. Примером применения данной схемы являются ЗИФ-4 «Благодатное», ЗИФ Акбакайского ГОКа [77, с. 113].

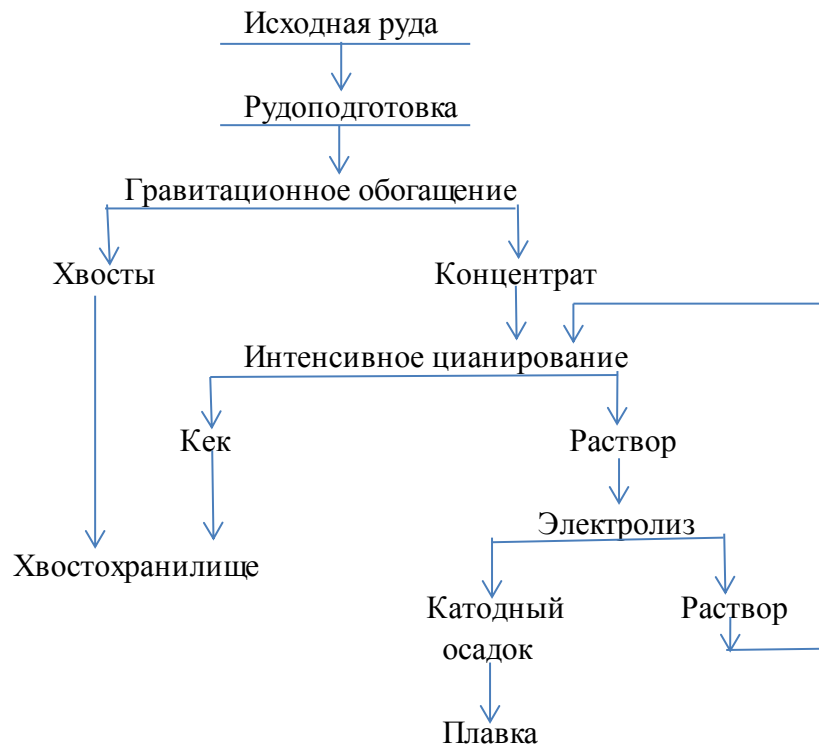


Рисунок 4 – Технологическая схема интенсивного цианирования для переработки легко цианируемого гравитационного концентрата [77, с. 112]

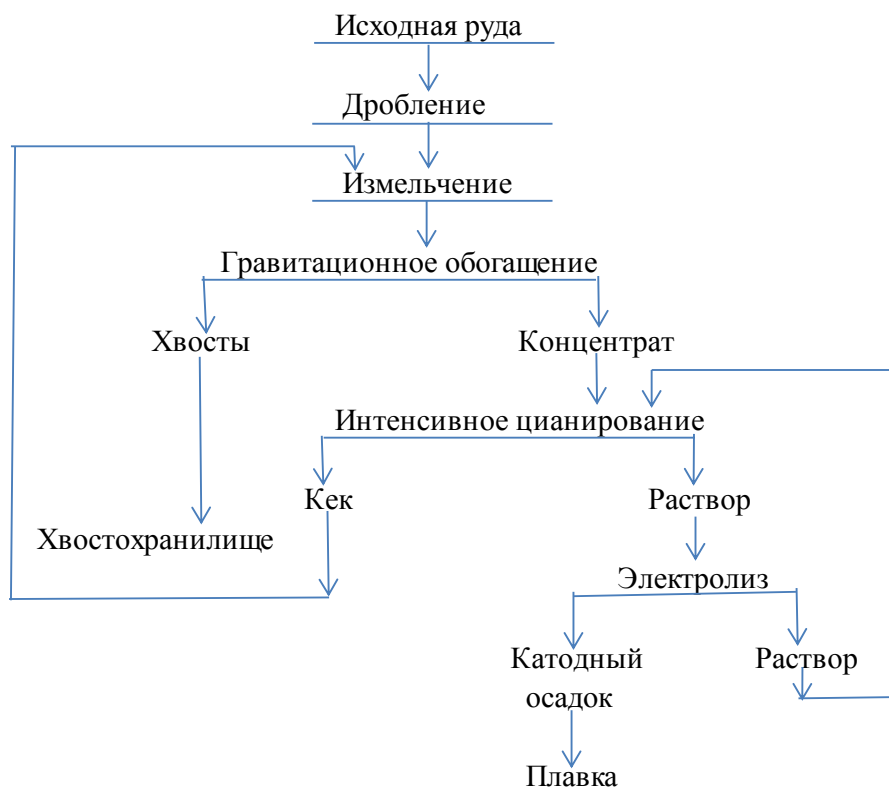


Рисунок 5 – Технологическая схема интенсивного цианирования для переработки руды с высоким содержанием тонкого золота [77, с. 112]

Использование процесса интенсивного цианирования позволяет повысить показатели переработки золотосодержащих руд за счет внедрения более разветвленных технологических схем, в которой кек после интенсивного цианирования направляют на сорбционное выщелачивание (рисунок 6) [78].

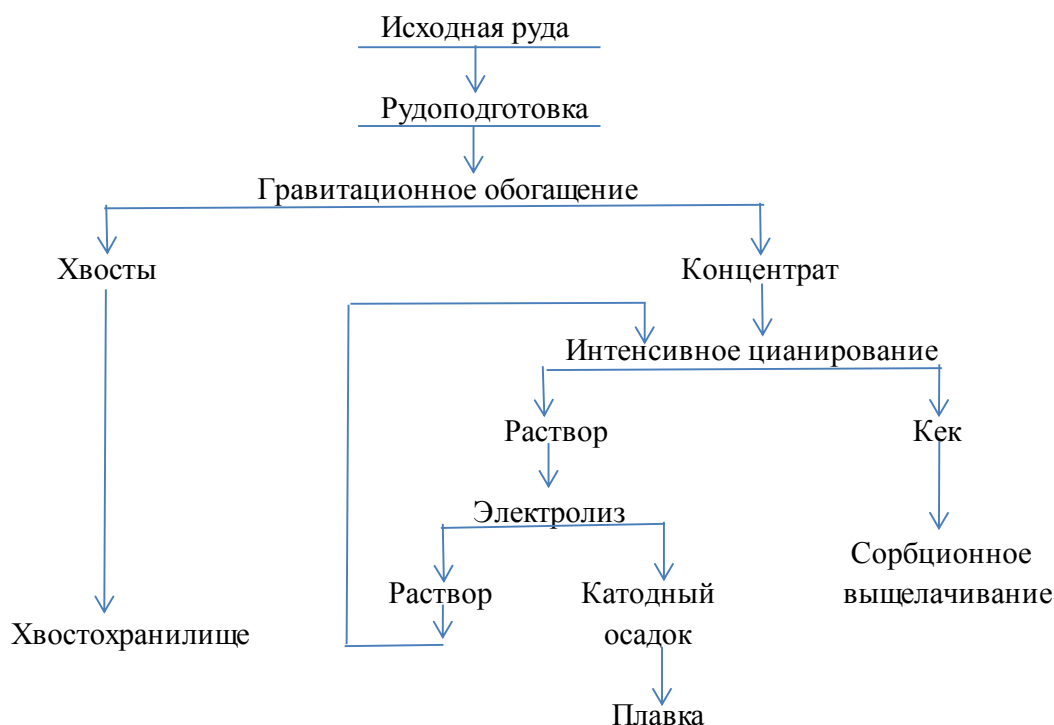


Рисунок 6 – Технологическая схема интенсивного цианирования для переработки сульфидных руд

1.4 Цианирование золотосодержащего сырья в присутствии химических реагентов, интенсифицирующих процесс выщелачивания

Поведение золота при цианировании зависит от ряда факторов, из которых главным является вид связи золота с рудными и породообразующими минералами. Золото может находиться, как в свободном состоянии, так и в виде сростков с минералами. Любое из этих состояний золота может повлиять на его недоизвлечение при растворении и вызвать повышенный расход реагентов [79, 80]. Это связано с тем, что при растворении золота, связанного с минеральными составляющими, в цианидных растворах возможно образование нерастворимых пленок соединения, вызывающих блокирование поверхности крупинки золота. Для интенсификации процесса выщелачивания золота используются химические добавки [5, с. 296].

В настоящее время из литературных источников и опыта работы золотоизвлекательных фабрик широко известно использование для интенсификации процесса цианирования различных химических добавок, называемых реагент-окислителями и, или реагент-активаторами. Преимуществом использования данных реагентов является их высокая технологичность: простота применения, не требуется установка

дополнительного оборудования и, кроме того, не требуется замена оборудования устоявшегося технологического процесса [5, с. 296].

Химические добавки в зависимости от их природы можно разделить на неорганические и органические. В качестве неорганических окислителей используют воздух или кислород [81-86], пероксид водорода [87, 88], перманганат калия [89-94], персульфаты аммония и калия [90, с. 42], гипохлорит натрия и т.д. [95, 96].

Способ выщелачивания золота в присутствии воздуха и кислорода из концентратов включает интенсивное цианирование и аэрацию пульпы. Известно также цианирование гравитационных концентратов в атмосфере чистого кислорода. Выщелачивание ведут при энергичном перемешивании, повышенной концентрации цианида и непрерывной подаче в реактор чистого кислорода [16, с. 101].

Способ выщелачивания богатых золотосодержащих концентратов включает обработку концентратов цианидом в атмосфере воздуха, в процессе обработки осуществляют подачу кислорода в пульпу в высокодисперсном состоянии через специальный патрубок, в количестве 10-25 л на 1 г золота исходного концентрата [24].

Применение кислорода при цианистом выщелачивании гравитационного концентрата на уровне 5-10 мг/л, позволяет сократить время выщелачивания и увеличивает извлечения золота в раствор [21].

Известен способ извлечения благородных металлов из материалов, включающий выщелачивание раствором смеси серной кислоты и пероксида водорода, последующую переработку продуктивного раствора с извлечением благородных металлов и возвращение переработанного раствора на выщелачивание. Этот способ требует значительных количеств перекиси водорода, что неудобно для крупнотоннажных производств [88].

С целью интенсификации процесса растворения золота в цианистых растворах возможно применение вместо кислорода или наряду с ним различных окислителей: галогенов, хлорида таллия, феррицианидов, пероксидов и персульфатов. Эффективность протекания реакций растворения золота в присутствии данных окислителей подтверждена, как термодинамическими расчетами, так и непосредственными экспериментами. Наиболее эффективным из этих окислителей является персульфат калия (натрия). Преимущество его состоит в том, что он обеспечивает в условиях низкой температуры достаточно высокую скорость растворения золота в щелочных цианистых растворах без увеличения расхода цианида. Персульфаты обеспечивают высокую скорость растворения золота даже в растворах, насыщенных оксидом кальция, что делает их практически приемлемыми в производственных условиях. Применение персульфатов при низкой температуре (3-4 °С) позволяет увеличить скорость растворения благородных металлов в 10-15 раз по сравнению с чистыми растворами, содержащими 8-9 мг/л кислорода [90, с. 50]. Несмотря на хорошее извлечение золота при цианировании (87-95 %), этот реагент обладает существенными недостатками:

он мало эффективен при обработке золота в присутствии вредных примесей и токсичен.

Чрезмерное окисление сульфидов в ходе выщелачивания золота также может привести к пассивации золота за счет формирования покрытий поверхности золота продуктами окисления [97]. Так, в результате окисления сульфидных минералов в щелочном растворе (pH 10-11) на поверхности золота могут образоваться такие нерастворимые соединения, как Ag_2O , CuO , $\text{Cu}(\text{OH})_2$, $\text{Zn}(\text{OH})_2$ и т.д. [97, с. 182].

Наличие сульфидов, таких как марказит, пирротин или халькозин в цианируемой пульпе часто тормозит растворение золота, образуя защитную пленку на поверхности золота [80, с. 3]. Тем не менее, этот эффект может быть устранен или сведен к минимуму путем интенсивного накислоораживания [30, с. 11].

Авторы работы [94, с. 135-137], изучив влияние KMnO_4 на процесс цианирования золота, утверждают, что добавка перманганата калия в количестве 60-80 кг/т руды увеличивает эффективность извлечения золота на 85 %.

В качестве ускорителей процессов цианирования золота также используются соли свинца [98, 99], висмута, таллия [100, 101].

Установлено, что в цианидном растворе нитрат, сульфид и сульфат свинца реагируют с золотом, образуя интерметаллические соединения AuPb_2 , AuPb_3 , а также металлический свинец, которые ускоряют растворение золота. Отмечается, что нитрат свинца в результате частичного гидролиза и сродства к серосодержащим соединениям, образует гидроксидный слой на поверхности пирита, в результате чего уменьшаются скорости взаимодействия пирита с цианидом и образование пассивирующего сульфидного слоя на поверхности золота [102-104].

В ряде случаев для повышения эффективности процесса цианирования рекомендуется в пульпу вводить наряду с KMnO_4 , MnO_2 , $\text{CS}(\text{NH}_2)_2$ органические реагенты: высокомолекулярные спирты и алкилированные арилсульфонаты [42, с. 155].

В работе [105] изучено влияние лимонной кислоты на процесс цианирования. Отмечается уменьшение времени извлечения золота на 70 % и уменьшение расхода цианида натрия в три раза.

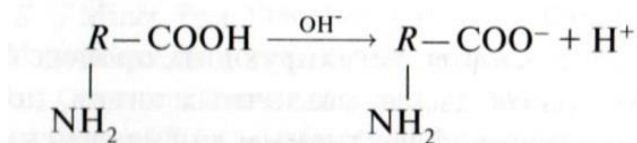
Авторы работы [106] отмечают положительное влияние диэтилентриамина, триэтилентетрамина и тетраэтиленпентамина на процесс цианирования. Цианирование проводят в присутствии 800 г/т одного из алифатических полиаминов.

Известно использование в роли окислителя растворов малонитрила $\text{CH}_2(\text{CN})_2$, бромомалонитрила $\text{BrCH}(\text{CN})_2$ и лактонитрила $\text{CH}_3\text{CH}(\text{OH})\text{CN}$ в процессе выщелачивания золота. Установлено, что при выщелачивании кварцевой руды, содержащей 12,4 г/т золота, 0,05 %-ным раствором малонитрила извлечение золота через 24 ч составляет 95 % при pH 8-12. Из

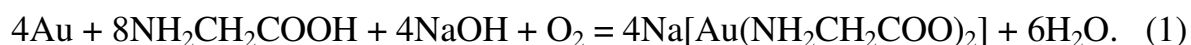
углеродистой руды с содержанием 7,4 г/т золота при аналогичных условиях в щелочной среде извлекается до 58,5 % золота [57, с. 270].

Показано применение в качестве реагента-активатора гуминовых соединений и аминокислот. При использовании 5 г/дм³ гуминовых кислот для кварцево-карбонатной руды с содержанием 1-2,5 г/т золота, извлечение составляет 69 %. Гуминовые концентраты являются нетоксичными и дешевыми соединениями, технология их получения проста, а сырье для их производство доступно [57, с. 271].

Природные аминокислоты в щелочной среде диссоциируют с образованием анионной группы [57, с. 271]:



Золото (0) может быть окислено до золота (I), которое может стабилизироваться благодаря связыванию с донорными центрами аминокислот. Растворение золота происходит в щелочной среде. Ниже приведена реакция, характеризующая растворение золота в глицине (аминоуксусной кислоты):



Использование аминокислоты для кварцево-глинистой руды с содержанием золота 2,4 г/т позволяет достигать извлечение металла 87 % [57, с. 272].

Авторами [57, с. 270] описано применение органического активатора Geobrom 5500 для выщелачивания золота. Результаты экспериментов с Geobrom 5500 показало, что извлечение золота из огарка пиритного концентрата, содержащего 310 г/т благородного металла, составило 95-98 %, в котором 90 % золота извлеклось за 2 ч.

Известно использование в качестве реагентов-активаторов смеси органических и неорганических солей натрия (93-99 %), нитрата свинца (1-5 %) и воды (до 5 %), как «NBA», «NBA-A», «K», «LeachAid», «LeachWell» и т.д. [107-110].

Наиболее широко используемым на золотодобывающих предприятиях РФ является реагент-активатор марки «NBA-A», который состоит из нитросоединений. В работе [109, с. 14-19] показана эффективность применения данного активатора в конусном аппарате, согласно разработанной технологической схеме ЗИФ ОАО «Покровский рудник». По результатам испытаний составлен баланс металла, который показал при исходном содержании золота в концентрате 116 г/т извлечение ценного металла 92,1 %.

В работе [30, с. 72-85] показано влияние реагентов марки «NBA», «NBA-A» и «K» на процесс цианирования гравииконцентратов месторождений Западное, Андреевское, Токур, Многовершинное и Верхне-Алинское.

Использование реагентов позволило сократить продолжительность процесса в два раза и увеличить извлечение золота на 4,3-18,3 %. Установлено, что показатели извлечения золота при использовании этих ускорителей практически соответствуют полученным данным при использовании зарубежного ускорителя марки «LeachWell», применяемого в промышленном масштабе [110, с. 17].

Изготовленные в виде небольших гранул слабо-желтого цвета, не имеющих запаха LeachWell или со слабым запахом карамели LeachAid стабильны до температуры 300 °С. Плотность этих активаторов составляет 1 г/см³, растворимость в воде – 35-40 г/дм³ [30, С. 19]. «LeachWell» в настоящее время успешно применяется при переработке гравиконоцентратов завода Юнион Риф (ЮАР). Установлено, что извлечение золота достигает 99,3 % [13, с. 41].

В условиях стандартного цианирования наличие в растворе реагента-ускорителя позволяет повысить скорость растворения золота и степень его извлечения из гравитационного концентрата, а также уменьшить время выщелачивания [13, с. 42]. Недостатки этих ускорителей состоят в том, что они разлагают свободные циан-ионы и цианистые комплексы золота, что приводит к большим затратам дорогостоящего реагента растворителя – цианида натрия.

В работе [21] выщелачивание золото из гравитационного концентрата осуществляется в реакторе с подачей используемого в качестве окислителя сжатого кислорода и LeachWellGC при концентрации приблизительно 0,25 %, поставляемой компанией «Mineral Process Control Pty Ltd». Недостатком данного способа является то, что извлечение золота в раствор зависит от правильного выбора расхода реагента, катализатора выщелачивания и содержания в твердой фазе металлических включений и сульфидов.

Таким образом, рассмотренные реагент-активаторы с высокой эффективностью могут интенсифицировать процесс цианирования. Однако широкое применение в промышленности этих реагентов сдерживается из-за высокой стоимости, их экологической опасности, высокого расхода цианида и реагентов [111].

Поиск эффективного реагента-активатора, повышающего перевод ценного металла в раствор при снижении расхода цианида натрия и реагентов, а также уменьшении экологического воздействия на окружающую среду является актуальной и важной задачей.

Анализ имеющихся в литературе данных позволил сделать вывод, что среди реагентов-активаторов интерес представляют органические соединения, снижающие расход цианида натрия в процессе выщелачивания золота.

Алифатические кислоты являются активными растворителями сульфидных соединений металлов. Связь между водородом и кислородом карбоксильной группы (–COOH) карбоновой кислоты является сильно полярной, вследствие чего эти соединения способны проявлять кислотные свойства, вызывающие растворение соединений, пассивирующих поверхность золота. Так, уксусная кислота обладает всеми свойствами карбоновых кислот и

иногда рассматривается как их наиболее типичный представитель. Уксусная кислота активно взаимодействует с соединениями металлов с образованием легко растворимых ацетатов. Важным является также то, что уксусная кислота значительно дешевле известных реагентов-активаторов, используемых в промышленности [112]. Например, она дешевле широко используемого в промышленности активатора LeachWell ~ в 20-24 раза (1 кг уксусной кислоты стоит 500-600 тенге, 1 кг LeachWell – 12000-14000 тенге) [113], лимонной и щавелевой кислоты (их стоимость находится в пределах 700-1000 тенге за 1 кг) [114], диэтилентриамина, триэтилентетрамина (2000-5000 тенге за 1 кг) [115]. Кроме того, перечисленные выше активаторы отличаются высокой токсичностью: вызывают ожоги и дерматиты кожи, слизистых оболочек дыхательных путей, поражают печень, накапливаются в организме человека [112, с. 187; 116]. В то время как уксусная кислота экологически безопасное соединение, используется даже в пищевой промышленности [112, с. 200].

Выводы по 1 главе

– золотой резерв Республики Казахстан на конец марта 2017 г составляет 267,7 т. По запасам золота РК занимает 15-е место в мире и 3-е среди стран СНГ. В республике зарегистрировано около 100 золотодобывающих компаний, но только 35 из них ведут добычу золота и проводят геологоразведочные работы. При этом золотодобывающие предприятия дают только одну треть золота, остальные две трети приходятся на предприятия медной и свинцово-цинковой отраслей, где золото является попутным продуктом производства. Возрастающий спрос на золото и его цены на мировом рынке определяют необходимость развития золоторудной промышленности в Казахстане. Разработка технологии обогащения золотосодержащего сырья с дальнейшей эффективной гидрометаллургической переработкой обогащенного продукта и, в связи с этим, развитие исследований в данном направлении является своевременной и важной научно-практической задачей;

– одним из самых распространенных процессов извлечения золота из золотосодержащего сырья является его селективное выщелачивание растворами щелочных цианидов. Широкое распространение технологии цианидного выщелачивания золотосодержащих руд обусловлено мягкими условиями протекания процессов растворения при обычных температурах в слабощелочной среде и низком расходе реагентов. Одним из больших недостатков цианидного выщелачивания, помимо токсичности реагента, является существенная продолжительность процесса. Кроме того, в процессе цианидного выщелачивания возможно образование нерастворимых пленок, вызывающих пассивацию поверхности крупинки золота;

– интенсификация процесса цианидного выщелачивания золотосодержащего сырья может быть достигнута применением реагент-активаторов, вызывающих разрушение пассивирующих пленок на поверхности крупинки золота. Однако известные реагент-активаторы, используемые в технологии золота для интенсификации процесса цианирования, помимо

разрушения пассивирующих пленок на поверхности золота приводят к разложению свободных циан-ионов и цианистых комплексов золота, что способствует значительным затратам дорогостоящего реагента растворителя – цианида натрия. Кроме того, известные реагенты активаторы отличаются экологической опасностью;

– практически все известные технологии переработки золотосодержащего сырья предусматривают использование гравитационных методов обогащения с целью выделения свободного крупного, среднего и мелкого золота. Гидрометаллургическая переработка золотосодержащих концентратов традиционными методами цианирования является затруднительной в связи с отсутствием оборудования небольшой производительности и значительными потерями металла с кеком. До последнего времени единственным приемлемым методом их переработки считалась глубокая доводка (перечистка) с последующей плавкой получаемых «золотых головок» на металлические слитки. Одним из эффективных способов переработки золотосодержащих гравитационных концентратов является процесс интенсивного цианирования, позволяющий достигнуть высокого извлечения золота за приемлемое технологическое время. Для этой цели созданы специальные аппараты, позволяющие выщелачивать цианистыми растворами крупные зерна металлического золота (Акация, ILR Гекко, др.). Известно, что помимо использования высоких концентраций цианида натрия, в процессе интенсивного цианирования применяют химические добавки, интенсифицирующие процесс выщелачивания за счет разрушения пассивирующих пленок на поверхности крупинки золота;

– анализ литературных данных по интенсивному цианированию золотосодержащего сырья позволяет сделать вывод о том, что поиск реагента-активатора, приводящего к интенсификации процесса выщелачивания золота из золотосодержащего сырья, отличающегося химической активностью, экономической доступностью и значительно снижающего вредного воздействия на окружающую среду и продолжительность операции выщелачивания, повышающего степень извлечения ценного металла в продуктивные растворы является важной технологической задачей производства золота. Предложенная в качестве реагента-активатора уксусная кислота обладает всеми свойствами карбоновых кислот и иногда рассматривается как их наиболее типичный представитель. Уксусная кислота в щелочной среде активно взаимодействует с сульфидными минералами, а также с продуктами их разложения на поверхности золота с образованием легко растворимых ацетатов металлов. Уксусная кислота активно взаимодействует с соединениями металлов с образованием легко растворимых ацетатов. Важным является также то, что уксусная кислота значительно дешевле известных реагентов-активаторов, используемых в промышленности. Кроме того, уксусная кислота экологически безопасное соединение, используется даже в пищевой промышленности.

Целью исследований является обоснование и разработка технологии извлечения золота из сульфидных руд месторождения Райгородок в присутствии уксусной кислоты при интенсивном цианировании гравитационного концентрата, ее лабораторная и укрупненно-лабораторная проверка.

Объектами исследований являются сульфидные руды и полученные из них гравитационные концентраты месторождения Райгородок, перерабатываемые далее способом интенсивного выщелачивания в присутствии реагента-активатора.

Предметом исследований являются термодинамическое обоснование, кинетика и механизм действия уксусной кислоты в качестве реагента-активатора при интенсивном цианировании гравитационных концентратов, а также изучение условий проведения процесса интенсивного цианирования гравитационного концентрата в присутствии реагента-активатора.

Постановка задач по диссертационной работе. Исходя из анализа научной литературы, а также в соответствии с общепринятыми методами исследований, поставлены следующие задачи:

- провести технологическую оценку исходной золотосодержащей руды и гравитационного концентрата месторождения Райгородок Республики Казахстан;
- термодинамически обосновать выбор реагента-активатора пассивирующей поверхность золота;
- выявить основные закономерности, механизм и кинетику влияния реагента-активатора на процесс интенсивного цианирования гравитационного концентрата;
- построить математическую модель процесса;
- изучить условия проведения интенсивного цианирования; разработать технологию переработки сульфидной золотосодержащей руды с использованием реагента-активатора и провести лабораторные испытания в аппаратах интенсивного цианирования различных типов, имитирующих промышленные установки; провести экономическую оценку предлагаемой технологии.

2 ИСХОДНЫЕ ВЕЩЕСТВА, ОСНОВНЫЕ МЕТОДЫ АНАЛИЗА И ИССЛЕДОВАНИЙ

2.1 Исходные вещества

При разработке способа интенсификации цианидного выщелачивания золотосодержащего сырья были использованы концентраты гравитационного обогащения золотосодержащей руды месторождения Райгородок (компания «RG Gold»).

Месторождение Райгородок расположено в Щучинском районе Акмолинской области в 70 км от г. Щучинск и 170 км от Васильковского месторождения. На месторождении Райгородок в настоящее время функционирует участок кучного выщелачивания для переработки окисленной руды. Текущий объем резервов (по JORC) составляет 145 тонн золота. Объем запасов позволяет классифицировать проект как один из крупнейших в Казахстане, а технологичность руд даст возможность выпускать золото с низкой себестоимостью, конкурентной при текущих ценах на металл. Планируется строительство и запуск к 2021 году новой золотоизвлекательной фабрики для переработки сульфидных руд [19, с. 44-46].

Месторождение включает участки Северный Райгородок и Южный Райгородок. Нами был изучен вещественный состав и технологические свойства 2-х проб руды, характеризующих сульфидную зону месторождений Южный и Северный Райгородок. Пробы Южного участка обозначены ТЮ-2014-2, ТЮ-2016-1, ТЮ-2016-2, ТЮ-2016-3 и Северного участка – ТС-2014-2, ТС-2016-1, ТС-2016-7, ТС-2016-2, ТС-2016-8. Характеристика проб сульфидных руд и содержание в них благородных металлов приведены в таблицах 4-6 [117-124].

Таблица 4 – Характеристика проб месторождения Райгородок

Наименование пробы	Глубина отбора проб, м
Южный участок	
ТЮ-2014-2	104-256
ТЮ-2016-1	40-615
ТЮ-2016-2	210-420
ТЮ-2016-3	420-830
ТЮ-2016-4	40-250
Северный участок	
ТС-2014-2	62-184
ТС-2016-1	40-615
ТС-2016-7	20-30
ТС-2016-2	50-510
ТС-2016-8	20-30

Таблица 5 – Результаты пробирно-гравиметрического анализа исходных золотосодержащих руд Южного участка

Номер параллельных анализов	Содержание в пробах, г/т									
	ТЮ-2014-2		ТЮ-2016-1		ТЮ-2016-2		ТЮ-2016-3		ТЮ-2016-4	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
1	4,02	1,50	2,30	2,12	2,00	1,80	2,28	2,14	0,76	0,80
2	3,10	1,96	2,30	2,05	1,78	1,65	1,90	2,10	0,76	0,70
3	2,22	2,14	2,30	2,01	2,14	1,60	2,30	2,08	0,72	0,60
4	1,60	1,68	2,32	2,10	1,72	1,75	1,88	2,12	0,74	0,70
Среднее содержание компонентов в пробах руд	2,735	1,82	2,31	2,07	1,910	1,70	2,09	2,11	0,75	0,70

Таблица 6 – Результаты пробирно-гравиметрического анализа исходных золотосодержащих руд Северного участка

Номер параллельных анализов	Содержание в пробах, г/т									
	ТС-2014-2		ТС-2016-1		ТС-2016-7		ТС-2016-2		ТС-2016-8	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
1	1,40	3,06	1,80	3,20	1,10	3,16	0,64	2,34	1,00	3,08
2	1,32	2,71	1,72	3,18	1,10	2,54	0,68	2,56	1,02	3,22
3	1,30	2,56	1,76	3,17	1,20	2,40	0,68	2,80	1,02	3,38
4	1,32	2,91	1,78	3,19	1,10	3,02	0,68	2,58	1,02	3,24
Среднее содержание компонентов в пробах руд	1,335	2,81	1,765	3,185	1,125	2,78	0,67	2,57	1,015	3,23

Сформированные пробы Южного Райгородка охватывают интервалы глубин отбора от 20 м до 830 м, Северного Райгородка – от 20 м до 615 м.

Установлено, что по компонентному составу все изученные пробы достаточно близки. Наблюдается достаточно большое расхождение в содержаниях золота в параллельных результатах анализа рудного материала Южного участка.

Химический состав золотосодержащих руд по сопутствующим компонентам приведен в таблицах 7 и 8 [123, с. 203; 124, с. 77].

Таблица 7 – Результаты химического анализа проб руды Южного участка

Компоненты	Содержание в пробах, %				
	ТЮ-2014-2	ТЮ-2016-1	ТЮ-2016-2	ТЮ-2016-3	ТЮ-2016-4
Cu	0,02	0,028	0,025	0,032	0,02
Ni	0,04	0,004	0,003	0,003	0,004

Продолжение таблицы 7

Компоненты	Содержание в пробах, %				
	ТЮ-2014-2	ТЮ-2016-1	ТЮ-2016-2	ТЮ-2016-3	ТЮ-2016-4
Co	0,07	0,004	0,002	0,003	0,005
Zn	0,01	0,009	0,009	0,009	0,006
Pb	0,0004	0,005	0,004	0,005	0,006
Fe	4,60	6,05	4,68	4,23	5,45
CaO	8,12	7,14	7,98	8,33	9,10
MgO	4,20	4,00	3,20	2,90	3,65
Na ₂ O	1,708	1,94	2,44	1,94	3,06
K ₂ O	2,07	2,34	2,34	2,80	1,68
SiO ₂	50,90	49,22	53,70	53,31	50,06
Al ₂ O ₃	14,05	14,53	12,46	12,82	14,61
As	0,010	0,020	0,013	0,011	0,024
Sb	0,056	0,03	0,02	0,02	0,015
S _{общ.}	1,32	2,22	2,43	2,04	1,41
S _{сульфат.}	0,05	0,02	0,03	0,04	0,043
S _{сульфид.}	1,27	2,20	2,40	2,00	1,37

Таблица 8 – Результаты химического анализа проб руды Северного участка

Компоненты	Содержание в пробах, %				
	ТС-2014-2	ТС-2016-1	ТС-2016-7	ТС-2016-2	ТС-2016-8
Cu	0,07	0,108	0,046	0,059	0,056
Ni	0,02	0,018	0,017	0,018	0,017
Co	0,04	0,02	0,018	0,021	0,0185
Zn	0,01	0,018	0,018	0,017	0,017
Pb	0,001	0,058	0,052	0,050	0,053
Fe	2,70	2,80	2,90	3,20	2,80
CaO	11,62	11,62	11,62	10,36	12,74
MgO	4,30	3,90	3,50	3,60	3,70
Na ₂ O	1,55	2,46	1,54	2,62	1,54
K ₂ O	2,07	2,70	2,21	2,63	2,25
SiO ₂	57,25	55,40	58,72	54,72	59,14
Al ₂ O ₃	10,27	11,78	11,63	13,2	10,83
As	0,014	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Sb	0,055	0,03	0,02	0,02	0,02
S _{общ.}	0,44	0,31	0,093	0,28	0,055
S _{сульфат.}	0,05	0,065	0,0096	0,037	0,015
S _{сульфид.}	0,39	0,245	0,0834	0,243	0,040

Промышленно ценным компонентом на обоих участках является только золото. Остальные металлы промышленной ценности не представляют, их содержания составляют сотые доли процента, содержание мышьяка не

превышает 0,02 %. Все изученные пробы руд Южного участка по количеству сульфидной серы относятся к малосульфидным рудам, по степени окисления серы – к первичному типу руды. Пробы руд Северного участка по количеству сульфидной серы – к убогосульфидным рудам, по степени окисления серы – к первичному типу руды.

Результаты рентгенофазового и кристаллооптического анализов золотосодержащих руд Южного участка приведены на рисунках 7-9 [119, с. 361].

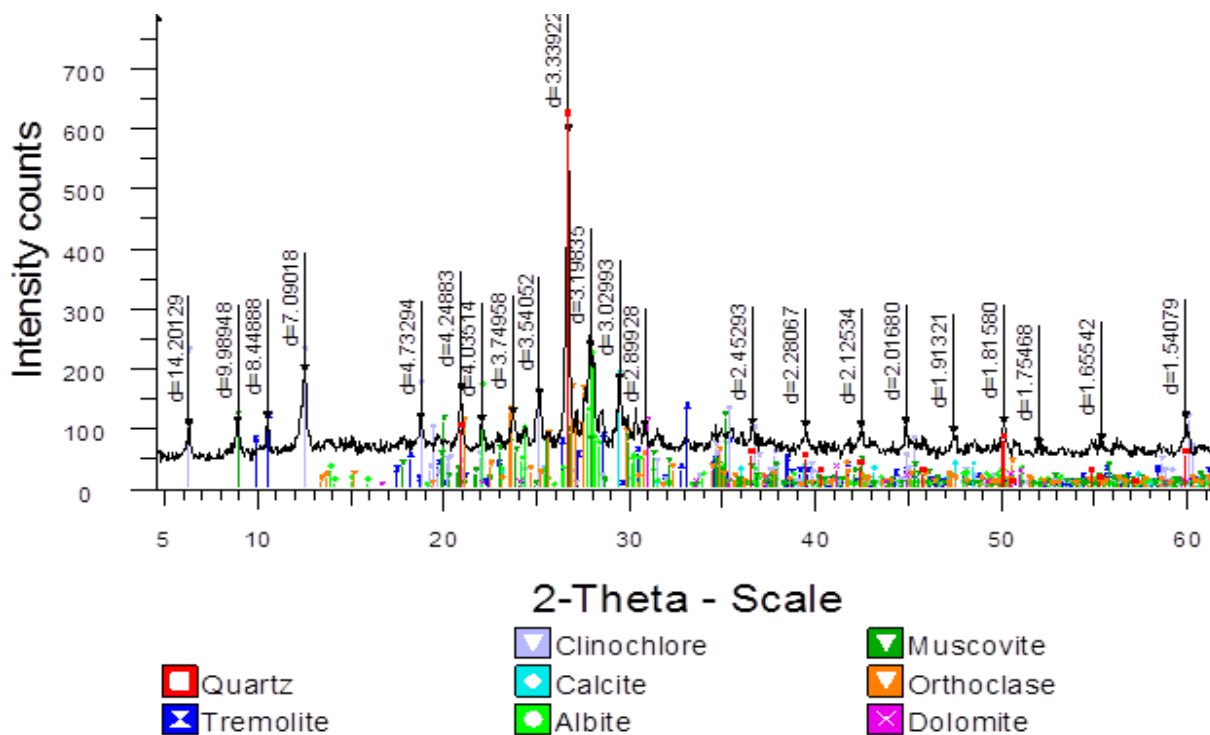


Рисунок 7 – Дифрактограмма пробы руды Южного участка месторождения

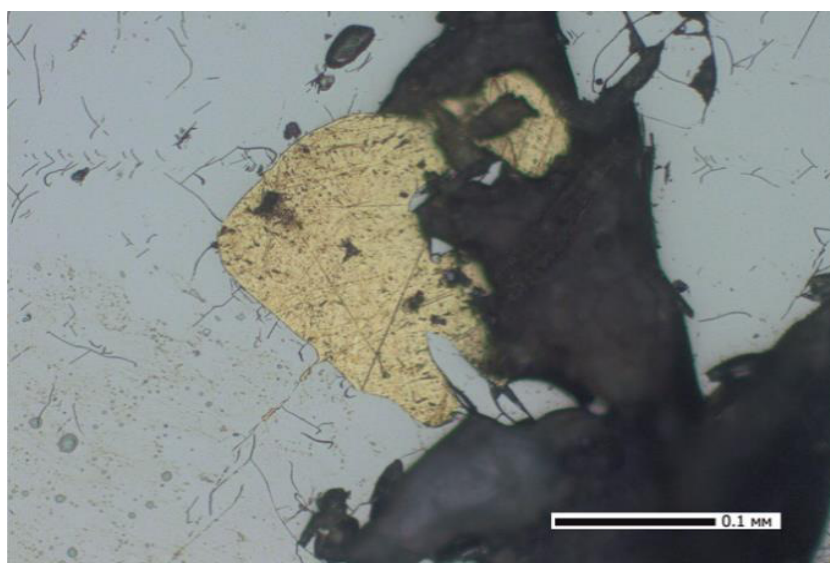


Рисунок 8 – Микроснимок пробы руды ТЮ-2014-2. Золото сконцентрировано в трещиноватом пирите в порфировой породе среднего состава. Увел. 200

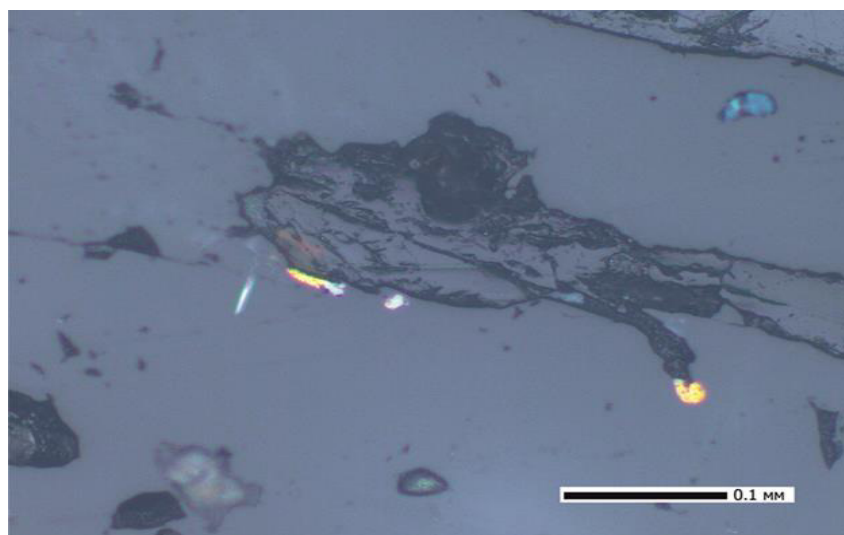


Рисунок 9 – Микроснимок пробы ТЮ-2016-3. Свободное золото овальной и удлинённой формы присутствует в сростке с галенитом. Аншлиф, отраженный свет. Увел.200

Минералогический анализ руды Южного участка показал наличие пирита, магнетита с гематитом. Из нерудных составляющих преобладают кварц, альбит, кальцит и амфибол. Золото в рудах находится в виде свободных крупных зерен, которые неравномерно распределены по массе руды.

Результаты рентгенофазового анализа руды Северного участка приведены на рисунке 10.

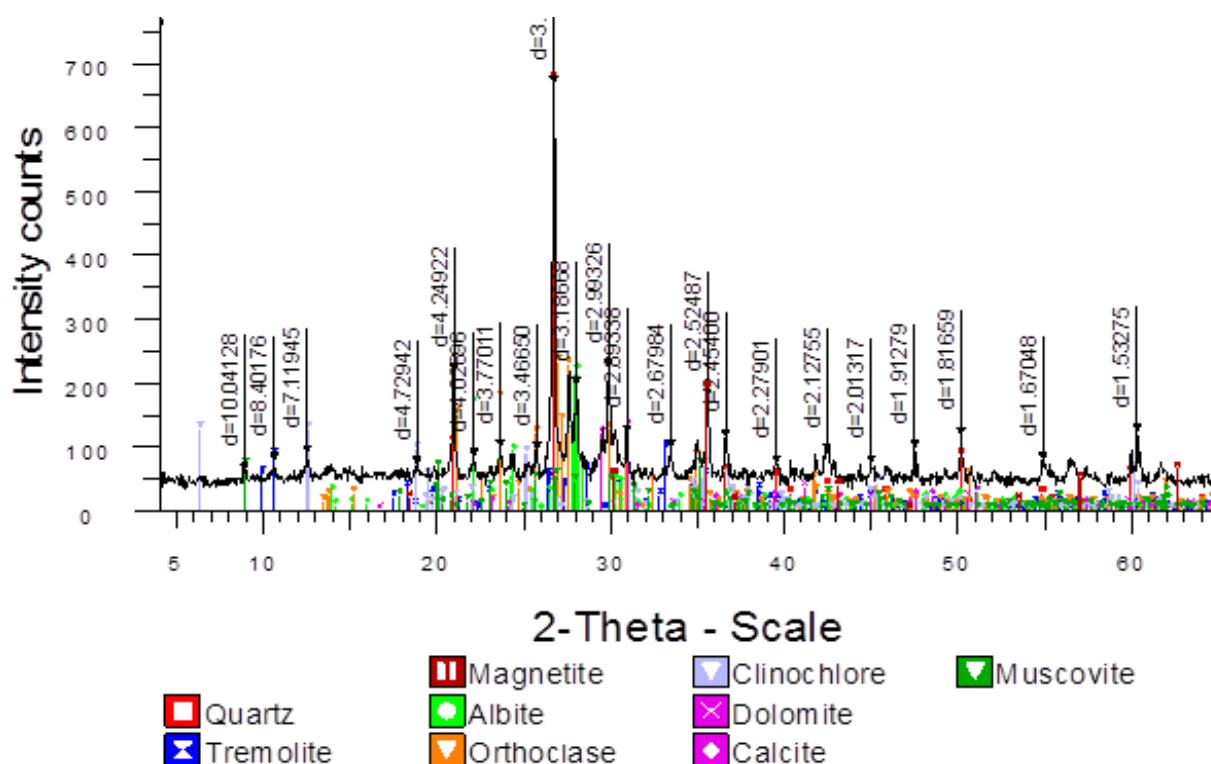


Рисунок 10 – Дифрактограмма пробы руды Северного участка месторождения

Минералогический анализ руды Северного участка показал наличие пирита, магнетита с гематитом и халькопирита. Из нерудных составляющих преобладают кварц, альбит, кальцит, тремолит и доломит. Золото в рудах находится в виде свободных мелких зерен, которые неравномерно распределены по массе руды.

В одном из аншлифов золото встречено в виде тонкого микропрожилка (0,01x0,04 мм) в трещинке пирита (рисунок 11).

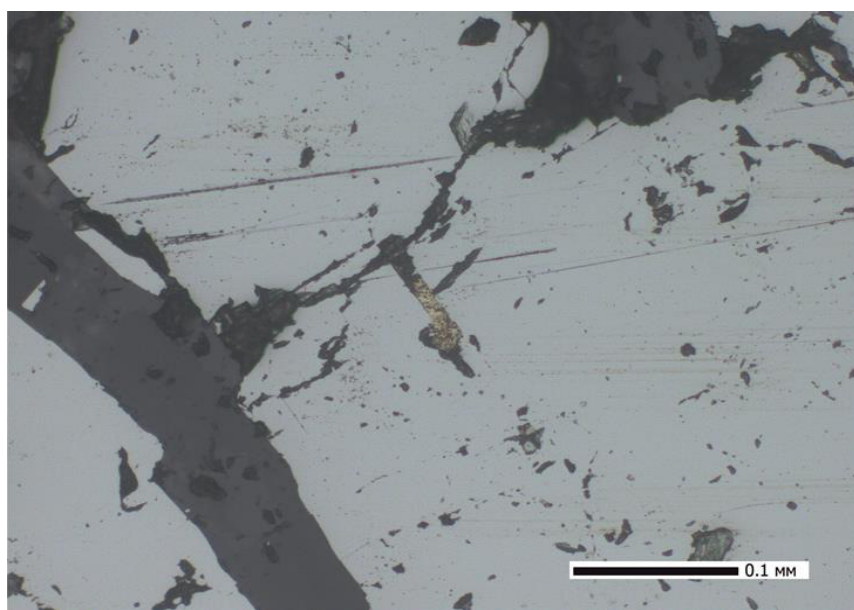


Рисунок 11 – Микроснимок пробы ТС-2016-1. Золото находится в трещинке пирита. Аншлиф, отраженный свет. Увел.200

Качественно-количественный минералогический состав руд месторождения Райгородок приведен в таблице 9 [117, с. 262; 119, с. 359].

Таблица 9 – Минералогический состав исходных проб золотосодержащих руд месторождения Райгородок

Минералы	Содержание, %	
	Южный участок	Северный участок
Рудные минералы		
Магнетит, гематит	3,5-4,0	2,0
Пирит	2,5-3,0	1,0
Сфалерит	Зн.	Зн.
Галенит	Зн.	–
Халькопирит	Зн.	Зн.
Гидроксиды железа	–	0,5
Лейкоксен	1,0	–

Продолжение таблицы 9

Минералы	Содержание, %	
	Южный участок	Северный участок
Породообразующие минералы		
Кварц	28,0-29,0	30,0
Амфибол	12,0-13,0	–
Хлорит	10,0	8,0
Альбит	14,0-15,0	14,0
Кальцит	8,0-9,0	10,0-11,0
Тремолит	–	12,0-13,0
Ортоклаз	8,0	8,0
Мусковит	6,0	6,0
Доломит	5,0-6,0	7,0

В работе в качестве реагента-активатора использовали растворы уксусной кислоты (рисунок 12). В результате диссоциации уксусной кислоты образуется ацетат-ион CH_3COO^- и протон H^+ . Уксусная кислота является слабой одноосновной кислотой со значением pK_a в водном растворе равным 4,75. Раствор с концентрацией 1,0 М (приблизительная концентрация пищевого уксуса) имеет pH 2,4, что соответствует степени диссоциации 0,4 %. В кристаллическом состоянии молекулы уксусной кислоты образуют димеры, связанные водородными связями. Уксусная кислота способна взаимодействовать с активными металлами. При этом выделяется водород и образуются соли – ацетаты [112, с. 193].

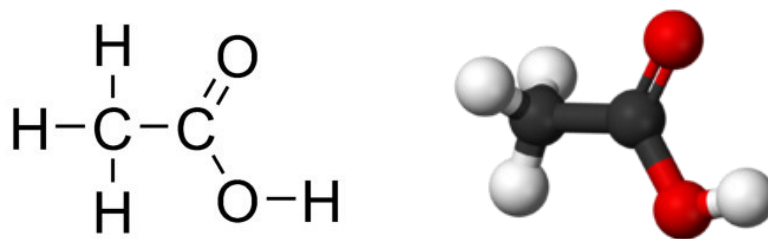


Рисунок 12 – Структурная формула уксусной кислоты

В процессе изучения влияния уксусной кислоты на выщелачивание золота цианидными растворами был использован 70 % водный раствор уксусной кислоты.

2.2 Методы анализа и исследований

Пробирно-гравиметрическим методом анализа определяли содержание золота и серебра в исходной пробе, гравитационном концентрате и хвостах после выщелачивания.

Гравиметрическим (весовым) методом анализа определяли фазовый анализ серы (сера общая, сера сульфатная, сера сульфидная) в исходной пробе и гравитационном концентрате.

Титриметрическим (объемным) методом анализа определяли содержание железа в исходной пробе и гравитационном концентрате. Метод основан на титровании железа раствором трилона Б после предварительного выделения железа в виде гидроксида. Также титриметрическим методом анализа определяли остаточное содержание цианида натрия.

Атомно-абсорбционным методом анализа определяли ионы металлов в водных растворах процесса выщелачивания. Анализ элементов методом атомно-абсорбционной спектроскопии проводили на приборе модели SavantAA. Количественный элементный анализ осуществляли по атомным спектрам поглощения (абсорбции). Метод основан на измерении величины селективного поглощения характеристического излучения атомным паром пробы. При прохождении через атомный пар интенсивность луча света определенной длины волны гаснет. Величину аналитического сигнала (оптической плотности), прямо пропорционального концентрации металла в атомном паре, фиксируют при измерениях, а затем вычисляют концентрацию металла в пробе. Метод позволяет определить содержание почти 70 элементов Периодической системы.

Измерение величины рН среды проводили с помощью универсального иономера «рН-150 М» со стеклянным и хлорсеребряным электродами. Настройку приборов производили по буферным растворам.

ИК-спектроскопический метод исследования. Метод основан на записи инфракрасных спектров поглощения вещества в области инфракрасного излучения, происходящего за счет колебания атомов в молекулах. Для каждой группы атомов характерны колебания определенной длины волны. Именно на этих свойствах ИК-спектроскопии основана идентификация соединений по спектральным данным.

В работе был использован ИК-Фурье спектрометр модели «Nicolet iS5» фирмы Thermo Scientific. Методом ИК-Фурье спектроскопии исследовали кристаллы, полученной при упаривании продуктивного раствора интенсивного цианирования. Спектры снимались в режиме пропускания, в диапазоне $4000 - 350 \text{ см}^{-1}$, разрешение 1 см^{-1} , количество сканов – 200. Таблетки готовились с использованием микрокристаллического бромиды калия (KBr) марки «ОСЧ» прессованием в пресс-форме с вакуумной откачкой.

Рентгенодифрактометрический анализ исходных проб, гравитационного концентрата и кристаллов, полученной при упаривании продуктивного раствора интенсивного цианирования проводили на автоматизированном дифрактометре ДРОН-3 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.

Кристаллооптический метод анализа. Средние пробы и концентраты изучались под микроскопом LEICA DM 2500 P, в иммерсионных средах, полированных искусственных брикетах с привлечением спектрального, полуколичественного рентгенофазового и химического методов анализа, рентгеноспектрального микроанализа проведенного на электронно-зондовом микроскопе.

Освещение осуществляли 100 Вт галогенными лампами с единым интегрированным в штатив стабилизированным источником питания. Переключение между режимами проходящий/отраженный свет осуществляли нажатием одной кнопки без дополнительных настроек. Использовали револьвер на 5 объективов с независимой центровкой каждого. Увеличения устанавливаемых объективов осуществляли от 1,6х до 150х. Для проходящего и отраженного света применяли поворотные и выдвижные поляризаторы. Линза Бертрана работает как откидная, интегрированная в поляризационный модуль оси проходящего света с откидным анализатором, либо на револьверном поворотном держателе оси отраженного света.

Рентгенофлюоресцентный анализ гравитационного концентрата проводили на портативном анализаторе марки Alpha InnovXSystems. Портативный рентгенофлюоресцентный спектрометр (анализатор) Alpha предназначен для оперативного анализа состава металлов и сплавов. Прибор разработан специально для условий производства и позволяет за короткое время производить анализ большого количества материала. Прибор имеет миниатюрную рентгеновскую трубку с серебряным анодом. Анализатор определяет концентрации химических элементов в диапазоне от $Z = 15$ (фосфор) до $Z = 92$ (уран). Одновременно определяются 25 элементов.

Рабочие характеристики трубки: максимальная мощность – 4 Вт; максимальный ток – 50 μ А; разрешение – 230 эВ; напряжение – 40 кВ; 5 сменных фильтров.

Сигнализатор паров синильной кислоты. При проведении интенсивного выщелачивания гравииконцентрата постоянно проводили контроль содержания цианистого водорода в воздухе в зоне обслуживания установки. Мониторинг воздушной среды осуществлялся в автоматическом режиме с помощью сигнализатора синильной кислоты ССК-4, который при превышении

концентрации синильной кислоты в воздухе выше норм ПДК ($0,3 \text{ мг/м}^3$) подает световой и звуковой сигнал.

Выводы по 2 главе

- выбраны необходимые для проведения работы материалы и реагенты;
- проведен выбор методов анализа ионов металлов и соответствующего оборудования;
- установлен состав исходных руд месторождения Райгородок, используемых для дальнейших исследований при выборе условий оптимального извлечения золота из обогащенных концентратов.

3 ИЗУЧЕНИЕ УСЛОВИЙ ПОДГОТОВКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ К ЦИАНИДНОМУ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ ГРАВИТАЦИОННЫМ МЕТОДОМ

3.1 Исследование гравитационной обогатимости золотосодержащих руд месторождения Райгородок

С целью изучения процесса гравитационного обогащения и цианидного выщелачивания золотосодержащих руд месторождения Райгородок были проведены опыты по получению гравитационного концентрата, пригодного для его переработки интенсивным цианированием.

Операция гравитации и дальнейшая технология переработки концентрата осуществляется по стандартной схеме [10, с. 74], представленной на рисунке 13.



Рисунок 13 – Стандартная технологическая схема переработки золотосодержащей сульфидной руды

Поскольку гравитационное обогащение происходит за счет разделения минеральных частиц различной плотности и основано на особенностях их движения в текучих средах под действием силы тяжести и сил сопротивления [15, с. 76], была определена удельная масса золотосодержащих проб.

В среднем удельная масса всех изученных проб Южного участка составила 2,79 г/см³, при колебаниях значений от 2,74 до 2,83 г/см³ [121, с. 57], Северного участка – 2,82 г/см³, при колебаниях значений от 2,78 до 2,85 г/см³ [120, с. 160].

Для определения доли золота, извлекаемого из руды при помощи гравитации, используется главным образом центробежный концентратор Нельсона. Этот метод, ставший стандартным в обогащении, предоставляет ценную информацию по извлекаемости золота гравитацией, а также возможность сравнения обогатимости различных руд. При исследованиях определяется не только доля гравитационного золота, но и его крупность.

Исследования гравитационной обогатимости проб были выполнены на центробежном гравитационном аппарате. Параметры гравитационного обогащения на лабораторном 3-х дюймовом концентраторе Нельсона (КС-MD3) поддерживали следующие: крупность измельченной руды 80 % класса -0,071 мм; содержание твердого в пульпе, подаваемой на гравитационное обогащение 33,3 %, расход и избыточное давление флюидизационной воды 3,5 дм³/мин и 10-14 кПа соответственно; производительность концентратора по твердому 0,5-0,6 кг/мин; центробежное ускорение 60 G. Для определения гравитационной обогатимости использовали пробы массой 3 кг [117, с. 264; 119, с. 360; 121, с. 58].

В процессе гравитационного обогащения на центробежном концентраторе Нельсона полученные концентрат и хвосты гравитации подвергали анализу на содержание золота методом пробирного анализа.

Результаты показателей гравитационного обогащения руд приведены в таблицах 10 и 11 [117, с. 264; 119, с. 360; 121, с. 58].

Таблица 10 – Результаты гравитационного обогащения золотосодержащих руд Южного участка месторождения

Продукт	Выход		Содержание Au, г/т	Степень извлечения Au, %
	г	%		
ТЮ-2014-2				
Концентрат	99,8	3,35	66,03	66,54
Хвосты	2881,5	96,65	1,15	33,46
Руда	2981,3	100,00	3,32	100,00
ТЮ-2016-1				
Концентрат	121,3	4,08	27,3	51,81
Хвосты	2848,6	95,92	1,08	48,19
Руда	2969,9	100,00	2,15	100,00
ТЮ-2016-2				
Концентрат	136,9	4,62	26,3	57,06
Хвосты	2826,0	95,38	0,96	42,94
Руда	2962,9	100,00	2,13	100,00

Продолжение таблицы 10

Продукт	Выход		Содержание Au, г/т	Степень извлечения Au, %
	г	%		
ТЮ-2016-3				
Концентрат	116,1	3,92	40,0	58,92
Хвосты	2842,3	96,08	1,14	41,08
Руда	2958,4	100,00	2,67	100,00
ТЮ-2016-4				
Концентрат	108,6	3,55	11,7	41,86
Хвосты	2950,0	96,45	0,60	58,14
Руда	3058,6	100,00	1,00	100,00

Из полученных данных (таблица 10) видно, что наиболее высокие показатели по гравитационному обогащению относятся к пробе ТЮ-2014-2, что объясняется более высоким содержанием золота в поверхностных слоях исходной руды и наличием значительного количества достаточно крупных зерен самородного золота.

Таблица 11 – Результаты гравитационного обогащения золотосодержащих руд Северного участка месторождения

Продукт	Выход		Содержание Au, г/т	Степень извлечения Au, %
	г	%		
ТС-2014-2				
Концентрат	99,2	3,34	16,90	43,43
Хвосты	2873,1	96,66	0,76	56,57
Руда	2972,3	100,00	1,30	100,00
ТС-2016-1				
Концентрат	108,1	3,63	17,53	39,04
Хвосты	2873,0	96,37	1,03	60,96
Руда	2981,1	100,00	1,63	100,00
ТС-2016-7				
Концентрат	100,3	3,35	10,73	36,41
Хвосты	2892,6	96,65	0,65	63,59
Руда	2992,9	100,00	0,99	100,00
ТС-2016-2				
Концентрат	99,4	3,33	7,65	34,05
Хвосты	2888,4	96,67	0,51	65,95
Руда	2987,8	100,00	0,75	100,00
ТС-2016-8				
Концентрат	110,5	3,69	10,13	38,15
Хвосты	2881,0	96,31	0,63	61,85
Руда	2991,5	100,00	0,98	100,00

На рисунках 14-15 приведены зависимости показателей гравитационного обогащения руд Южного и Северного участков [120, С. 161].

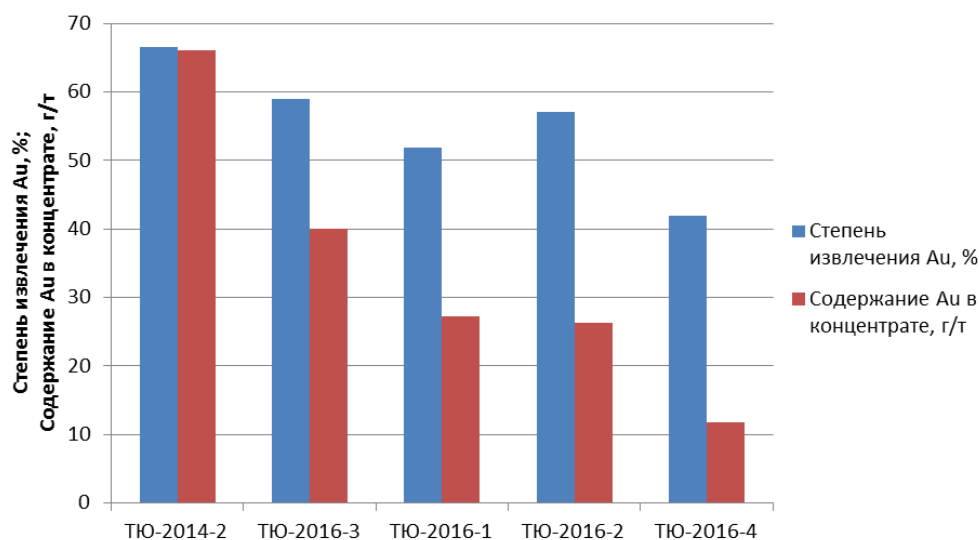


Рисунок 14 – Зависимость показателей гравитационного обогащения руд Южного участка месторождения

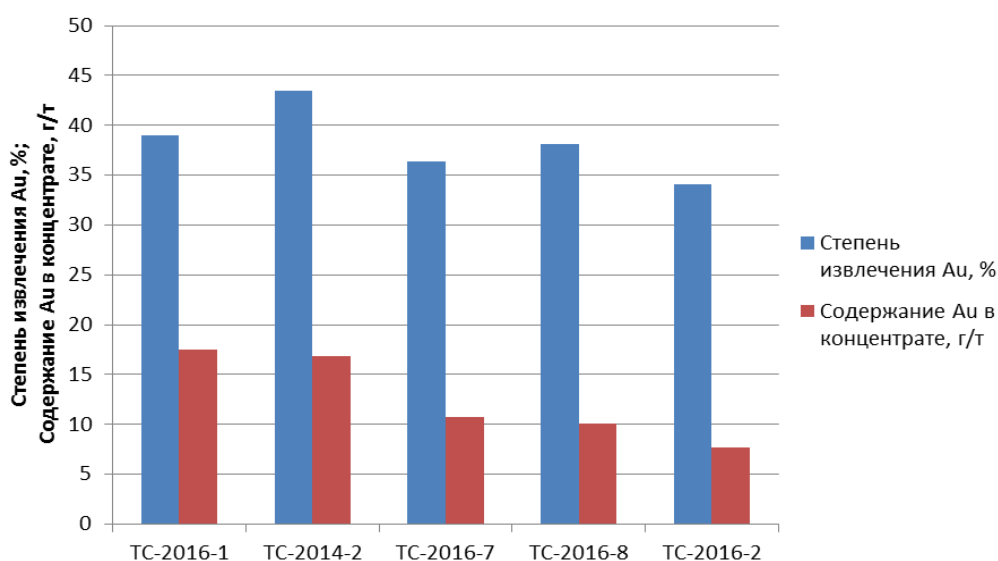


Рисунок 15 – Зависимость показателей гравитационного обогащения руд Северного участка месторождения

Обогащение всех проб руды Северного участка месторождения проводили идентично, что и для руд Южного участка месторождений. Следует отметить, что извлечение золота в гравитационные концентраты из проб руды Северного участка несколько ниже, чем из проб руды Южного участка. Это связано с тем, что в руде Северного участка размеры зерен золота меньше, чем в руде Южного участка. Но даже и для бедных проб проведение гравитационного обогащения золотосодержащих руд перед процессом цианирование эффективно.

При гравитационной переработке золотосодержащих руд возможны потери на стадии измельчения, так как крупные частицы золота переизмельчаются и наклепываются на стенки мельницы. Впервые, чтобы уменьшить потери на стадии измельчения, профессором канадского университета Макгилла Андре Лаплантом (Andre Laplante) был разработан специальный GRG-тест (Gravity recoverable gold test), который позднее был усовершенствован компанией Knelson [125].

Схема GRG-теста базируется на факте, что ступенчатое измельчение руды позволяет проводить извлечение благородных металлов при их раскрытии без переизмельчения и истирания крупных частиц металла. GRG-тест состоит из трех последовательных стадий раскрытия минералов и трех стадий обогащения. Ступенчатое измельчение (в отличие от тестирования только на одной крупности) необходимо, чтобы максимально точно определить содержание гравитационно-извлекаемого золота [126].

Нами исследована гравитационная обогатимость 4-х проб первичной руды месторождения Райгородок: 2 пробы (ТЮ-2016-1 и ТЮ-2016-3) участка Южный Райгородок и 2 пробы (ТС-2016-1 и ТС-2016-7) участка Северный Райгородок [122, с. 40].

Схема проведения GRG-теста дана на рисунке 16 [122, с. 42].



Рисунок 16 – Схема проведения GRG-теста

Результаты проведения GRG-тестов приведены в таблицах 12-15.

Таблица 12 – Показатели GRG-тестов пробы ТЮ-2016-1

Продукт	Выход		Содержание Au, г/т	Степень извлечения Au, %
	г	%		
1 стадия 100 % класса -1,6 мм				
Концентрат	117,8	1,18	27,33	15,26
Хвосты	9882,2	98,82	1,81	84,74
Руда	10000,0	100,00	2,11	100,00
2 стадия 80 % класса -0,3 мм				
Концентрат	126,2	1,28	24,56	18,49
Хвосты	9756,0	98,72	1,40	81,51
Хвосты 1 стадии	9882,2	100,00	1,70	100,00
3 стадия 80 % класса -0,071 мм				
Концентрат	144,51	1,48	24,18	25,18
Хвосты	9611,53	98,52	1,08	74,82
Хвосты 2 стадии	9756,04	100,00	1,42	100,00
Суммарно 3 стадии				
Концентрат 1	117,80	1,18	27,33	15,95
Концентрат 2	126,16	1,26	24,56	15,35
Концентрат 3	144,51	1,45	24,18	17,30
Суммарно (концентраты)	388,47	3,88	25,26	48,59
Хвосты 3 стадии	9611,53	96,12	1,08	51,41
Руда	10000,00	100,00	2,02	100,00

Таблица 13 – Показатели GRG-тестов пробы ТЮ-2016-3

Продукт	Выход		Содержание Au, г/т	Степень извлечения Au, %
	г	%		
1 стадия 100 % класса -1,6 мм				
Концентрат	123,2	1,23	39,73	22,07
Хвосты	9876,8	98,77	1,75	77,93
Руда	10000,0	100,00	2,22	100,00
2 стадия 80 % класса -0,3 мм				
Концентрат	134,87	1,37	36,44	26,35
Хвосты	9741,93	98,63	1,41	73,65
Хвосты 1 стадии	9876,80	100,00	1,89	100,00
3 стадия 80 % класса -0,071 мм				
Концентрат	149,78	1,54	22,74	25,82
Хвосты	9592,14	98,46	1,02	74,18
Хвосты 2 стадии	9741,93	100,00	1,35	100,00

Продолжение таблицы 13

Продукт	Выход		Содержание Au, г/т	Степень извлечения Au, %
	г	%		
Суммарно				
Концентрат 1	123,200	1,23	39,73	21,28
Концентрат 2	134,873	1,35	36,44	21,37
Концентрат 3	149,782	1,50	22,74	14,81
Суммарно (концентраты)	407,855	4,08	32,40	57,46
Хвосты 3 стадии	9592,145	95,92	1,02	42,54
Руда	10000,00	100,00	2,30	100,00

Таблица 14 – Показатели GRG-тестов пробы ТС-2016-1

Продукт	Выход		Содержание Au, г/т	Степень извлечения Au, %
	г	%		
1 стадия 100 % класса -1,6 мм				
Концентрат	117,4	1,17	25,33	16,44
Хвосты	9882,6	98,83	1,53	83,56
Руда	10000,0	100,00	1,81	100,00
2 стадия 80 % класса -0,3 мм				
Концентрат	124,1	1,26	21,00	16,83
Хвосты	9758,5	98,74	1,32	83,17
Хвосты 1 стадии	9882,6	100,00	1,57	100,00
3 стадия 80 % класса -0,071 мм				
Концентрат	118,57	1,22	14,99	14,35
Хвосты	9639,95	98,79	1,10	85,65
Хвосты 2 стадии	9758,52	100,00	1,27	100,00
Суммарно				
Концентрат 1	117,40	1,17	25,33	16,56
Концентрат 2	124,08	1,24	21,00	14,51
Концентрат 3	118,57	1,19	14,99	9,90
Суммарно (концентраты)	360,05	3,60	20,43	40,96
Хвосты 3 стадии	9639,95	96,40	1,10	59,04
Руда	10000,00	100,00	1,796	100,00

Таблица 15 – Показатели GRG-тестов пробы ТС-2016-7

Продукт	Выход		Содержание Au, г/т	Степень извлечения Au, %
	г	%		
1 стадия 100 % класса -1,6 мм				
Концентрат	118,3	1,18	19,58	21,82
Хвосты	9881,7	98,82	0,84	78,18
Руда	10000,0	100,00	1,06	100,00
2 стадия 80 % класса -0,3 мм				
Концентрат	120,3	1,22	7,97	11,72
Хвосты	9761,4	98,78	0,74	88,28
Хвосты 1 стадии	9881,7	100,00	0,83	100,00
3 стадия 80 % класса -0,071 мм				
Концентрат	127,02	1,30	6,87	11,91
Хвосты	9634,34	98,70	0,67	88,09
Хвосты 2 стадии	9761,36	100,00	0,75	100,00
Суммарно				
Концентрат 1	118,30	1,183	19,58	21,85
Концентрат 2	120,34	1,203	7,97	9,05
Концентрат 3	127,02	1,270	6,87	8,23
Суммарно (концентраты)	365,66	3,657	11,35	39,12
Хвосты 3 стадии	9634,34	96,343	0,67	60,88
Руда	10000,00	100,000	1,060	100,00

Показатели GRG-тестов, проводимых в три стадии, очень хорошо согласуются с показателями, полученными в одну стадию гравитационного обогащения при крупности 80 % класса -0,071 мм. Это указывает на то, что в руде присутствуют как достаточно крупные, так и мелкие золотины.

Эффективность каждой стадии обогащения (извлечение от операции) в GRG-тестах показана на рисунках 17 и 18 [122, с. 42].

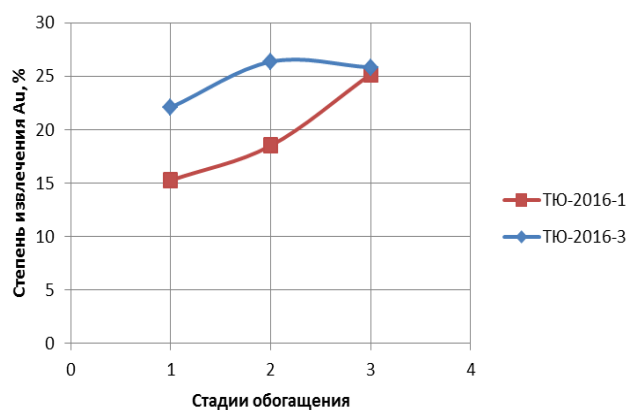


Рисунок 17 – Извлечение золота по стадиям обогащения проб руд Южного участка

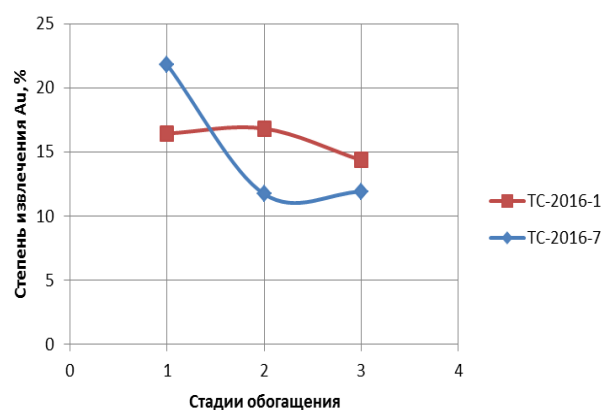


Рисунок 18 – Извлечение золота по стадиям обогащения проб руд Северного участка

Из рисунка 17 видно, что увеличение степени помола руды ведет к увеличению степени извлечения золота на стадии для проб Южного участка, что доказывает о наличии крупных и достаточного количества мелких золотин.

Наибольшее извлечение золота для проб Северного участка (рисунок 18) отмечено на первой стадии – при большой крупности руды. Затем степень извлечения золота снижается, что показывает на наличие более крупных золотин, чем мелких.

На рисунке 19 [122, с. 42] приведено суммарное извлечение золота, извлекаемого гравитацией, при различной крупности руды для проб Южного и Северного участков месторождения Райгородок.

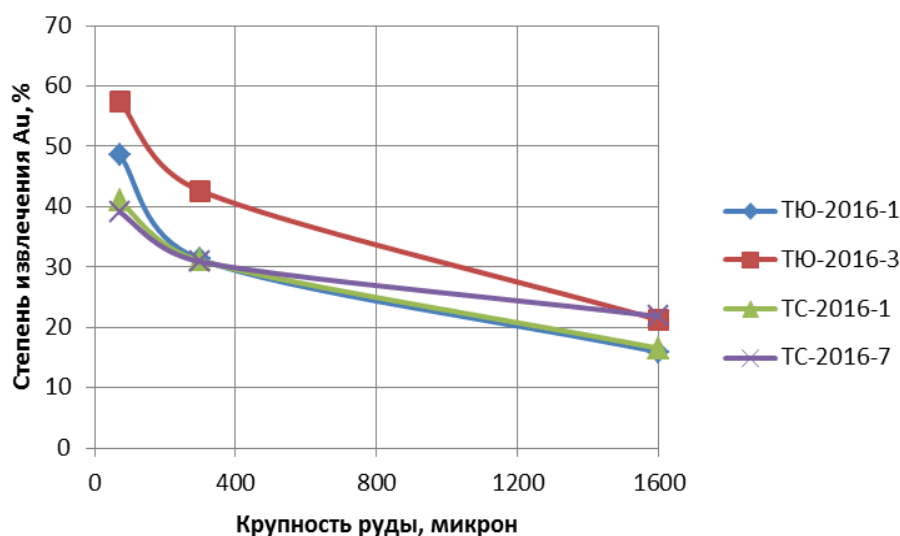


Рисунок 19 – Сравнение степени извлечения гравитационным методом золота в зависимости от крупности руды

Из полученных результатов следует, что для максимального извлечения золота, крупного и мелкого, необходимо устанавливать центробежные концентраторы на продуктах крупного помола (песках гидроциклона) и мелкого помола (сливе гидроциклона).

Уровень извлечения золота гравитацией при стадийном измельчении руды достаточно высок. Суммарно за три стадии обогащения извлечение золота в гравитационные концентраты составило: ТЮ-2016-1 – 48,59 %; ТЮ-2016-3 – 57,46 %; ТС-2016-1 – 40,96 %; ТС-2016-7 – 39,12 %.

Результаты GRG-тестов показали, что в руде присутствуют крупные и мелкие золотины, которые эффективно обогащаются на центробежных концентраторах; испытываемые пробы имеют высокую эффективность по гравитационному обогащению и могут перерабатываться совместно.

Для оценки возможности совместной переработки руды Южного и Северного участков месторождения Райгородок были подготовлены композиты ТЮ-2016-1 и ТС-2016-1 проб в соотношении 1,35:1, соответствующем запасам руды на данных участках. Содержание золота в композите составило 2,08 г/т.

Исследования гравитационной обогатимости композита проводили при условиях, аналогичных для индивидуальных проб руд Южного и Северного участков.

Для композитов были проведены 3 опыта при их различной загрузке с целью изучения влияния выхода гравиоконцентрата на показатели обогащения.

Результаты опытов приведены в таблице 16 и на рисунке 20 [124, с. 79].

Таблица 16 – Результаты гравитационного обогащения композитов проб золотосодержащих руд

Продукт	Выход		Содержание Au, г/т	Степень извлечения Au, %
	г	%		
Опыт 1				
Концентрат	107,8	3,72	31,88	55,91
Хвосты	2793,0	96,28	0,97	44,09
Руда	2900,8	100,00	2,12	100,00
Опыт 2				
Концентрат	116,8	2,34	44,07	48,33
Хвосты	4870,1	97,66	1,13	51,67
Руда	4986,9	100,00	2,14	100,00
Опыт 3				
Концентрат	124,1	1,24	62,63	39,26
Хвосты	9858,6	98,76	1,22	60,74
Руда	9982,7	100,00	1,98	100,00

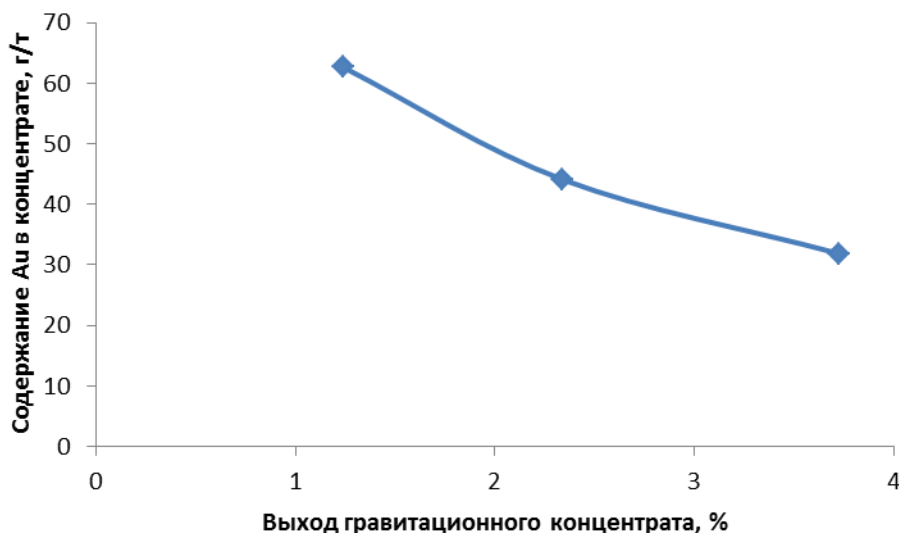


Рисунок 20 – Влияние выхода концентрата на содержание золота в концентрате

Полученные показатели гравитационного обогащения композитов аналогичны показателям, полученным для индивидуальных проб. Уменьшение выхода концентрата с 3,72 % до 1,24 % позволило повысить содержание золота

в гравитационном концентрате в два раза – до 62,63 г/т. Извлечение золота снизилось, содержание золота в хвостах гравитации возросло на 0,25 г/т. Однако следует учесть, что хвосты гравитации не являются отвальным продуктом, по технологической схеме они направляются далее на цианидное выщелачивание [124, с. 79].

3.2 Установление состава гравитационного концентрата физико-химическими методами анализа

С целью изучения условий проведения интенсивного цианирования был наработан золотосодержащий гравитационный концентрат месторождения Райгородок, полученный в условиях полупромышленных испытаний богатого гравитоконцентрата из композита смеси проб, характеризующих все интервалы глубин отбора проб. Среднее содержание золота в товарной руде составляло ~1,60 г/т. Содержание золота в наработанном гравитационном концентрате колебалось в пределах 77-92 г/т, серебра – 39,7-49,8 г/т [127-129]. Общий вид наработанного гравитационного концентрата приведен на рисунке 21.

Результаты рентгенофлуоресцентного анализа гравитационного концентрата, полученным на портативном анализаторе марки Alpha, приведены в таблице 17 [127, с. 32].

Таблица 17 – Содержание элементов, входящих в состав гравитационного концентрата

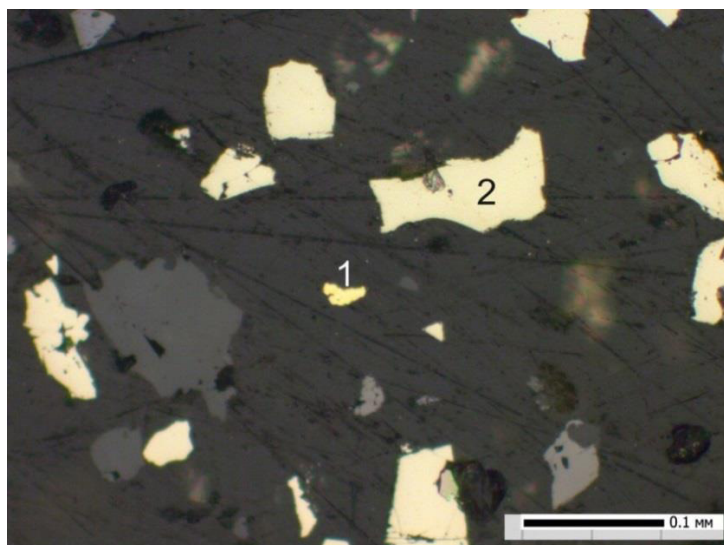
Элементы	Ti	Mn	Fe	Co	Cu	Zn	Pb	Zr	другие
Состав, масс. %	0,68	0,09	27,87	0,15	0,16	0,04	0,05	0,08	70,88

Химический анализ гравитационного концентрата по основным компонентом и сере показал наличие, %: Cu – 0,11; Zn – 0,025; Fe – 35,02; S_{общ.} – 32,14; S_{сульфат.} – 0,034; S_{сульфид.} – 32,106 [129, с. 66].



Рисунок 21 – Общий вид гравитационного концентрата

Наличие золота в свободном виде в гравитационном концентрате подтверждается результатами кристалло-оптического анализа (рисунок 22).



1 – золото; 2 – пирит

Рисунок 22 – Микроснимок гравитационного концентрата

Рентгенодифрактометрическим методом, проведенного на автоматизированном дифрактометре ДРОН-3 [127, с. 33], было установлено, что концентрат представлен минералами пиритом, халькопиритом, калиевым полевым шпатом (КПШ) и кварцем. В небольшом количестве присутствуют магнетит, ковеллин, гидроксиды железа (рисунок 23 и таблицы 18, 19).

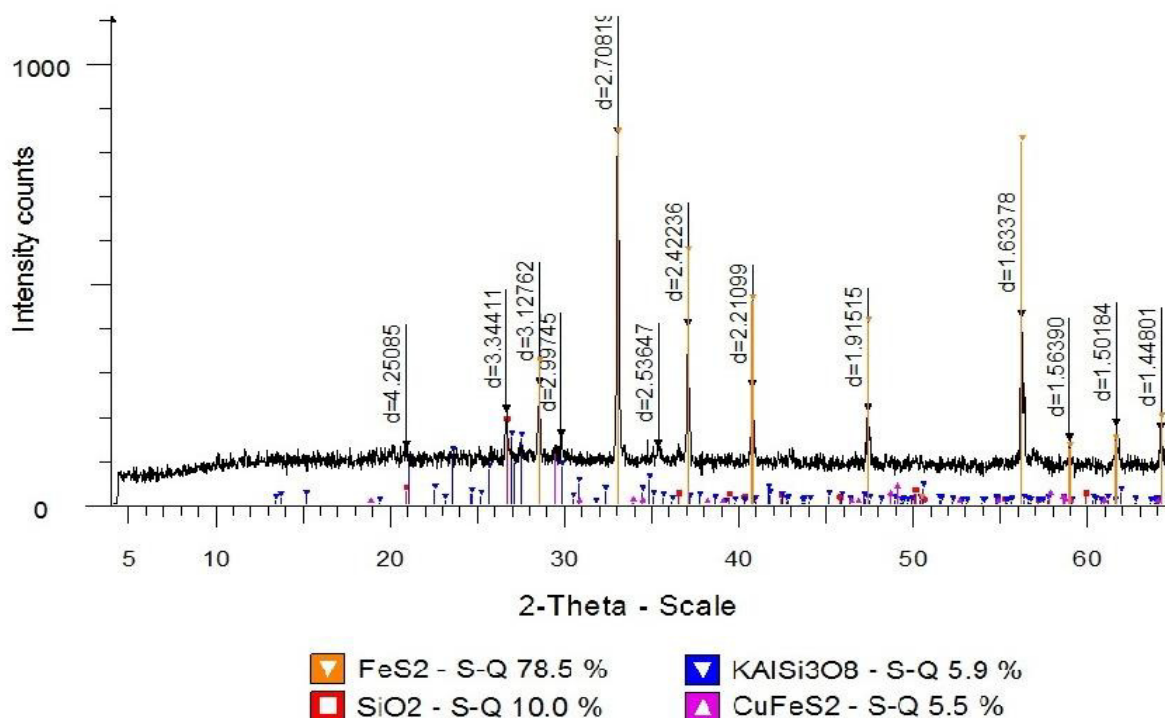


Рисунок 23 – Дифрактограмма гравитационного концентрата

Таблица 18 – Фазовый состав гравитационного концентрата

d-spacing, Å	Rel.int., %	Минерал	Химическая формула
4.25085	15.3	кварц	SiO ₂
3.34411	24.9	кварц	SiO ₂
3.24011	16.6	КПШ	KAlSi ₃ O ₈
3.12762	32.2	пирит	FeS ₂
3.02968	15.6	халькопирит	CuFeS ₂
2.99745	18.4	КПШ	KAlSi ₃ O ₈
2.70819	100.0	пирит	FeS ₂
2.53647	15.5	магнетит	Fe ₃ O ₄
2.42236	48.2	пирит	FeS ₂
2.21099	31.5	пирит	FeS ₂
1.91515	25.2	пирит	FeS ₂
1.63378	50.7	пирит	FeS ₂
1.56390	17.2	пирит	FeS ₂
1.50184	21.2	пирит	FeS ₂
1.44801	20.0	пирит	FeS ₂

Таблица 19 – Результаты полуколичественного рентгенофазового анализа кристаллических фаз

Минерал	Формула	Концентрация, %
пирит	FeS ₂	78,5
кварц	SiO ₂	10,0
калиевый полевой шпат (КПШ)	KAlSi ₃ O ₈	5,9
халькопирит	CuFeS ₂	5,5

Гранулометрический состав гравитационного концентрата приведен в таблице 20.

Таблица 20 – Гранулометрический состав гравитационного концентрата

Класс крупности, мм	Выход класса, %	Содержание Au, г/т	Распределение Au, %
+0,071	25,53	92,14	27,74
-0,071+0,036	36,13	83,79	35,70
-0,036+0,020	16,87	85,55	17,01
-0,020	21,47	77,25	19,55
Итого	100,00	84,81	100,00

Из таблицы 22 видно, что в концентрате присутствуют и крупные и мелкие зерна золота. Но в основном золото находится в более крупных классах $-0,071+0,036$ мм и $+0,071$ мм.

Результаты физико-химического анализа подтверждают, что концентрат в основном состоит из сульфидных минералов, которые при растворении могут пассивировать поверхность золота. Для разрушения пассивирующих пленок на поверхности золота, требуется введение специальных реагентов-активаторов в условиях интенсивного массообмена фаз.

Выводы по 3 главе

– исследования гравитационной обогатимости проб Южного и Северного участков месторождения Райгородок на концентраторе Нельсона показали идентичность результатов и подтвердили эффективность принятого процесса гравитации;

– для четырех проб (2 пробы Южного и 2 пробы Северного участков месторождения Райгородок), характеризующих все представленные интервалы глубин разработки, были проведены GRG-тесты. Установлено, что уровень извлечения золота гравитацией при стадийном измельчении руды достаточно высок. Суммарно за три стадии процесса степень извлечения золота в гравитационные концентраты составила, %: ТЮ-2016-1 – 48,59; ТЮ-2016-3 – 57,46; ТС-2016-1 – 40,96; ТС-2016-7 – 39,12.

Для проб Южного участка эффективность каждой последующей стадии гравитации возрастает. Для проб Северного участка наибольший показатель извлечения золота отмечен на первой стадии процесса – при большой крупности руды, затем показатель снижается. В руде Южного и Северного участков месторождения Райгородок присутствуют и крупные, и мелкие зерна золота. Полученные результаты подтвердили высокую эффективность гравитационного обогащения руд Южного и Северного участков месторождения Райгородок;

– для оценки возможности совместной переработки руды Южного и Северного участков месторождения Райгородок были подготовлены композиты ТЮ-2016-1 и ТС-2016-1 в соотношении 1,35:1, соответствующем запасам руд на данных участках. Полученные показатели гравитационного обогащения смеси руд аналогичны показателям, полученным для индивидуальных проб. Уменьшение выхода концентрата с 3,72 % до 1,24 % позволило повысить содержание золота в гравитационном концентрате в два раза – до 62,63 г/т;

– установлен химический, минералогический и гранулометрический состав гравитационного концентрата, который подтверждает, что он в основном состоит из сульфидных минералов, которые при их выщелачивании растворами цианида натрия могут пассивировать поверхность золота.

4 ИССЛЕДОВАНИЕ УСЛОВИЙ ЦИАНИДНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ РАЙГОРОДОК

Нами были проведены исследования по сопоставлению результатов цианидного выщелачивания золота из исходного сырья, хвостов гравитации и гравеоконцентратов, полученных по методике, представленной в главе 3.

4.1 Изучение процесса цианидного выщелачивания исходных золотосодержащих руд и хвостов гравитации

Для оценки эффективности цианидного выщелачивания золота из проб были проведены бутылочные тесты на исходной руде и хвостах гравитации. Выщелачивание проводили в следующих условиях: степень измельчения руды (и хвостов гравитации) 80 % класса -0,071 мм; отношение жидкого к твердому = 2:1; pH раствора при выщелачивании 10,5-11,0; концентрация NaCN – 1 г/дм³ (0,1 %); продолжительность выщелачивания 12 и 24 часа [118, с. 131]. В процессе выщелачивания осуществляли контроль концентрации цианида натрия и pH среды, при необходимости производили добавку реагентов.

Результаты исследований по выщелачиванию золотосодержащего сырья приведены в таблицах 21 и 22 [117, с. 263, 118, с. 133; 123, с. 204].

Таблица 21 – Показатели выщелачивания золота из исходной руды Южного участка месторождения

Наименование параметров и показателей	Показатели выщелачивания			
	12 ч		24 ч	
	опыт 1	опыт 2	опыт 1	опыт 2
ТЮ-2014-2				
Содержание Au в жидкой фазе пульпы после выщелачивания, мг/дм ³	–	–	1,48	1,49
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	–	–	0,26	0,30
Расчетное содержание Au в руде, г/т	–	–	3,22	3,28
Степень выщелачивания Au, %	–	–	91,93	90,85
ТЮ-2016-1				
Содержание Au в жидкой фазе пульпы после выщелачивания, мг/дм ³	0,87	0,93	0,88	0,89
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	0,44	0,42	0,36	0,38
Расчетное содержание Au в руде, г/т	2,18	2,28	2,12	2,16
Степень выщелачивания Au, %	79,82	81,58	83,02	82,41
ТЮ-2016-2				
Содержание Au в жидкой фазе пульпы после выщелачивания, мг/дм ³	1,24	1,03	1,09	1,03
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	0,24	0,24	0,20	0,18
Расчетное содержание Au в руде, г/т	2,72	2,30	2,38	2,24
Степень выщелачивания Au, %	91,18	89,57	91,60	91,96

Продолжение таблицы 21

Наименование параметров и показателей	Показатели выщелачивания			
	12 ч		24 ч	
	опыт 1	опыт 2	опыт 1	опыт 2
ТЮ-2016-3				
Содержание Au в жидкой фазе пульпы после выщелачивания, мг/дм ³	1,15	1,00	0,99	1,05
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	0,28	0,26	0,14	0,14
Расчетное содержание Au в руде, г/т	2,58	2,26	2,12	2,24
Степень выщелачивания Au, %	89,15	88,50	93,40	93,75
ТЮ-2016-4				
Содержание Au в жидкой фазе пульпы после выщелачивания, мг/дм ³	0,35	0,33	0,36	0,31
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	0,16	0,18	0,14	0,12
Расчетное содержание Au в руде, г/т	0,86	0,84	0,86	0,74
Степень выщелачивания Au, %	81,40	78,57	83,72	83,78

Таблица 22 – Показатели выщелачивания золота из проб исходной руды Северного участка месторождения

Наименование параметров и показателей	Показатели выщелачивания			
	12 ч		24 ч	
	опыт 1	опыт 2	опыт 1	опыт 2
ТС-2014-2				
Содержание Au в жидкой фазе пульпы после выщелачивания, мг/дм ³	–	–	0,72	0,71
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	–	–	0,16	0,16
Расчетное содержание Au в руде, г/т	–	–	1,61	1,58
Степень выщелачивания Au, %	–	–	90,04	89,87
ТС-2016-1				
Содержание Au в жидкой фазе пульпы после выщелачивания, мг/дм ³	0,63	0,61	0,64	0,62
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	0,34	0,38	0,16	0,14
Расчетное содержание Au в руде, г/т	1,60	1,60	1,44	1,38
Степень выщелачивания Au, %	78,75	76,25	88,89	89,86
ТС-2016-7				
Содержание Au в жидкой фазе пульпы после выщелачивания, мг/дм ³	0,47	0,50	0,39	0,44
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	0,24	0,22	0,12	0,12
Расчетное содержание Au в руде, г/т	1,18	1,22	0,90	1,00
Степень выщелачивания Au, %	79,66	81,97	86,67	88,00
ТС-2016-2				
Содержание Au в жидкой фазе пульпы после выщелачивания, мг/дм ³	0,29	0,30	0,31	0,30
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	0,10	0,08	0,08	0,06

Продолжение таблицы 22

Наименование параметров и показателей	Показатели выщелачивания			
	12 ч		24 ч	
	опыт 1	опыт 2	опыт 1	опыт 2
Расчетное содержание Au в руде, г/т	0,68	0,68	0,70	0,66
Степень выщелачивания Au, %	85,29	88,24	88,57	90,91
ТС-2016-8				
Содержание Au в жидкой фазе пульпы после выщелачивания, мг/дм ³	0,43	0,50	0,46	0,50
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	0,14	0,14	0,12	0,10
Расчетное содержание Au в руде, г/т	1,00	1,14	1,04	1,10
Степень выщелачивания Au, %	86,00	87,72	88,46	90,91

Полученные результаты цианидного выщелачивания золота из проб руд Южного и Северного участков подтвердило наличие свободного золота, доступного для растворения. Для большинства проб руд Южного и Северного участков содержание золота в хвостах выщелачивания находится в пределах 0,1-0,4 г/т. Степень извлечения золота зависит от исходного содержания металла в руде – чем выше содержание золота, тем выше степени его извлечения. Расход цианида натрия на взаимодействие с минералами также не большой и не превышает 1 кг/т руды. Таким образом, результаты цианидного выщелачивания проб подтвердили наличие свободного золота, извлекаемого цианидным раствором.

В таблицах 23-24 приведены результаты выщелачивания золота из хвостов гравитации, полученных при проведении гравитационных тестов.

Таблица 23 – Показатели выщелачивания золота из хвостов гравитации пробы Южного участка месторождения

Наименование параметров и показателей	Показатели выщелачивания			
	12 ч		24 ч	
	опыт 1	опыт 2	опыт 1	опыт 2
ТЮ-2016-1				
Содержание Au в жидкой фазе пульпы после выщелачивания, мг/дм ³	0,42	0,49	0,44	0,45
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	0,22	0,20	0,14	0,16
Расчетное содержание Au в питании, г/т	1,06	1,18	1,02	1,06
Степень выщелачивания Au, %	79,25	83,05	86,27	84,91
ТЮ-2016-2				
Содержание Au в жидкой фазе пульпы после выщелачивания, мг/дм ³	0,37	0,38	0,37	0,40
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	0,10	0,10	0,08	0,08
Расчетное содержание Au в питании, г/т	0,84	0,86	0,82	0,88
Степень выщелачивания Au, %	88,10	88,37	90,24	90,91

Продолжение таблицы 23

Наименование параметров и показателей	Показатели выщелачивания			
	12 ч		24 ч	
	опыт 1	опыт 2	опыт 1	опыт 2
ТЮ-2016-3				
Содержание Au в жидкой фазе пульпы после выщелачивания, мг/дм ³	0,45	0,45	0,52	0,43
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	0,12	0,12	0,10	0,10
Расчетное содержание Au в питании, г/т	1,02	1,02	1,14	0,96
Степень выщелачивания Au, %	88,24	88,24	91,23	89,58
ТЮ-2016-4				
Содержание Au в жидкой фазе пульпы после выщелачивания, мг/дм ³	0,21	0,20	0,20	0,21
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	0,14	0,16	0,12	0,12
Расчетное содержание Au в питании, г/т	0,56	0,56	0,52	0,54
Степень выщелачивания Au, %	75,00	71,43	76,92	77,78

Таблица 24 – Показатели выщелачивания золота из хвостов гравитации пробы Северного участка месторождения

Наименование параметров и показателей	Показатели выщелачивания			
	12 ч		24 ч	
	опыт 1	опыт 2	опыт 1	опыт 2
ТС-2016-1				
Содержание Au в жидкой фазе пульпы после выщелачивания, мг/дм ³	0,42	0,42	0,42	0,42
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	0,16	0,16	0,12	0,12
Расчетное содержание Au в питании, г/т	1,00	1,00	0,96	0,96
Степень выщелачивания Au, %	84,00	84,00	87,50	87,50
ТС-2016-7				
Содержание Au в жидкой фазе пульпы после выщелачивания, мг/дм ³	0,28	0,27	0,28	0,27
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	0,20	0,18	0,12	0,14
Расчетное содержание Au в питании, г/т	0,76	0,72	0,68	0,68
Степень выщелачивания Au, %	73,68	75,00	82,35	79,41
ТС-2016-2				
Содержание Au в жидкой фазе пульпы после выщелачивания, мг/дм ³	0,20	0,19	0,20	0,19
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	0,16	0,16	0,16	0,14
Расчетное содержание Au в питании, г/т	0,56	0,54	0,56	0,52
Степень выщелачивания Au, %	71,43	70,37	71,43	73,08
ТС-2016-8				
Содержание Au в жидкой фазе пульпы после выщелачивания, мг/дм ³	0,28	0,29	0,28	0,28
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	0,16	0,16	0,12	0,12
Расчетное содержание Au в питании, г/т	0,72	0,74	0,68	0,68
Степень выщелачивания Au, %	77,78	78,38	82,35	82,35

Максимальное содержание золота в остатках выщелачивания хвостов гравитации Южного участка за 12 часов контакта составило 0,21 г/т (проба ТЮ-2016-1), за 24 часа – 0,15 г/т (проба ТЮ-2016-1). Максимальное содержание золота в хвостах выщелачивания проб Северного участка за 12 часов контакта составило 0,19 г/т (проба ТС-2016-7), за 24 часа – 0,15 г/т (проба ТС-2016-2).

Результаты выщелачивания золота из хвостов гравитации аналогичны, что были получены при выщелачивании исходной руды. Содержание золота в остатках выщелачивания хвостов гравитации снизилось по сравнению с остатками выщелачивания исходной руды: минимум на 0,04 г/т, максимум на 0,22 г/т. Это еще раз подтверждает необходимость включения гравитации в схему обогащения с получением концентрата и хвостов гравитации, для дальнейшего цианирования хвостов гравитации.

Таким образом, выщелачивание золота из исходной руды и хвостов гравитации проб Южного и Северного участков месторождения Райгородок происходит эффективно. Влияние увеличения времени контакта с цианидным раствором с 12 часов до 24 часов менее существенно при выщелачивании хвостов гравитации, что вполне объясняется выводом более крупного золота при гравитационном обогащении, для которого требуется большее время и другие условия.

При выщелачивании смешанных руд Южного и Северного участков месторождения Райгородок были подготовлены композиты из проб руд ТЮ-2016-1 и ТС-2016-1 в соотношении 1,35:1, соответственно [123, с. 204].

Цианидное выщелачивание золота из композита проводили при условиях, аналогичных тем, что были использованы для индивидуальных проб Южного и Северного участков месторождения.

Результаты исследований по выщелачиванию композита приведены в таблице 25 [123, с. 204].

Таблица 25 – Показатели выщелачивания золота из композитов золотосодержащих руд ТЮ-2016-1 и ТС-2016-1

Наименование параметров и показателей	Показатели выщелачивания			
	12 ч		24 ч	
	опыт 1	опыт 2	опыт 1	опыт 2
Содержание Au в жидкой фазе пульпы после выщелачивания, мг/дм ³	0,81	0,80	0,80	0,79
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	0,30	0,30	0,24	0,24
Расчетное содержание Au в руде, г/т	1,92	1,90	1,84	1,82
Степень выщелачивания Au, %	84,38	84,21	86,96	86,81

Степень растворения золота из композитов проб Южного и Северного участков месторождения достигала – 84-86 %. Содержание золота в хвостах выщелачивания за 12 часов – 0,30 г/т, за 24 часа на 0,06 г/т меньше – 0,24 г/т.

Полученные показатели выщелачивания композитов аналогичны показателям, полученным для индивидуальных проб.

Таким образом, по результатам исследований установлена возможность совместной переработки руд обоих участков.

4.2 Изучение процесса цианидного выщелачивания золота из гравитационного концентрата

Опыты по цианированию гравитоконцентрата проводили с использованием бутылочного агитатора со скоростью вращения 30 оборотов в минуту (рисунок 24) в условиях: масса концентрата, взятая для опыта – 50 г; объем цианосодержащего раствора – 150 мл; Т:Ж = 1:3; концентрация цианида натрия 1 и 3 г/дм³ (0,1 и 0,3 %); время выщелачивания 24 часа. Для поддержания рН среды 10,5 добавляли известь. В процессе выщелачивания осуществляли контроль концентрации цианида натрия и рН, при необходимости производили добавку реагентов.



Рисунок 24 – Бутылочный агитатор для проведения выщелачивания гравитационного концентрата

По окончании выщелачивания отделяли раствор и анализировали его на содержание золота и основных сопутствующих элементов – серебра, меди и цинка атомно-абсорбционным методом. Твердую фазу хвостов промывали водой, сушили и анализировали на содержание золота пробирно-гравиметрическим методом. Результаты анализов сводили в баланс и по нему рассчитывали степень растворения золота.

Результаты опытов приведены в таблицах 26 и 27.

Таблица 26 – Показатели цианирования гравитационного концентрата

Наименование параметров и показателей процесса	Показатели выщелачивания			
	Концентрация NaCN, г/дм ³ (%)	1 (0,1)	1 (0,1)	3 (0,3)
Расход извести, кг/т	1,8	1,8	2,3	2,3
Содержание в жидкой фазе пульпы, мг/дм ³				
Au	25,8	26,2	26,4	25,8
Ag	5,24	4,66	6,30	4,83
Cu	44,0	46,0	50,0	47,0
Zn	1,95	2,35	1,06	3,50
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	4,35	4,40	4,43	4,25
Расчетное содержание Au в концентрате, г/т	81,75	83,00	83,63	81,65
Степень выщелачивания Au, %	94,68	94,70	94,70	94,79

Таблица 27 – Значения концентраций цианида натрия и pH среды в процессе цианирования гравитационного концентрата

Продолжительность выщелачивания, ч	Концентрация, %		Расход извести, кг/т	pH	NaCN, кг/т	
	NaCN	Добавка NaCN			загрузка	расход
0		0,1	1,8	10,86		
24	0,060	0		10,37	3,00	1,20
0		0,1	1,8	10,87		
24	0,059	0		10,39	3,00	1,23
0		0,3	2,3	11,01		
24	0,26	0		10,64	9,00	1,20
0		0,3	2,3	11,00		
24	0,25	0		10,62	9,00	1,50

Степень растворения золота из гравитационного концентрата не превышает 94,8 %. Содержание золота в хвостах составило 4,25-4,43 г/т. Показано, что увеличение концентрации цианида натрия не влияет на показатели извлечения золота.

Выводы по 4 главе

– выщелачивание золота из исходной руды проб Южного и Северного участков месторождения Райгородок подтвердило наличие свободного золота, доступного для растворения. Для большинства проб Южного и Северного участков содержание золота в хвостах выщелачивания находится в пределах

0,1-0,4 г/т. Показатель извлечения золота зависит от исходного содержания золота в руде: чем выше содержание, тем выше показатель извлечения;

– выщелачивание золота из хвостов гравитации позволяет достигнуть извлечения благородного металла до 91 %. Содержание золота в твердых остатках процесса выщелачивания хвостов гравитации снизилось по сравнению с содержанием благородного металла в твердых остатках выщелачивания исходной руды: от 0,04 до 0,22 г/т. Это еще раз подтверждает необходимость включения гравитации в схему обогащения;

– при выщелачивании смешанных руд Южного и Северного участков месторождения Райгородок были подготовлены композиты ТЮ-2016-1 и ТС-2016-1 в соотношении 1,35:1, соответственно. Полученные показатели выщелачивания композита аналогичны показателям, полученным для индивидуальных проб. По результатам исследований установлена возможность совместной переработки руд обоих участков;

– для оценки распределения золота по продуктам процесса выщелачивания были проведены исследования по выщелачиванию гравиоконцентрата при концентрации цианида натрия 1 и 3 г/дм³. Степень растворения золота не превышала 94,8 %, содержание золота в хвостах составило 4,25-4,43 г/т. Установлено, что увеличение концентрации цианида натрия более 1 г/дм³ не оказывает значительного влияния на показатели извлечения золота.

5 УСТАНОВЛЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ УКСУСНОЙ КИСЛОТЫ В КАЧЕСТВЕ АКТИВАТОРА ЦИАНИДНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

5.1 Термодинамическое обоснование применения уксусной кислоты в качестве активатора цианидного выщелачивания золотосодержащего сырья

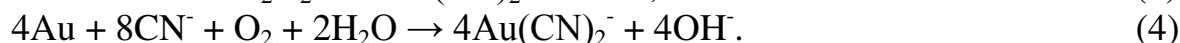
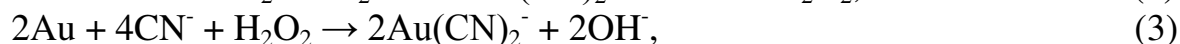
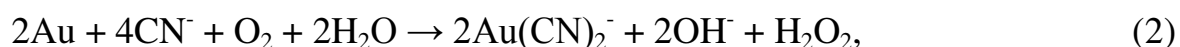
Известно, что в составе золотосодержащего сырья золото находится в свободном состоянии, а также в виде сростков с сульфидными минералами. Результаты физико-химического анализа рудного золотосодержащего сырья, а также гравитационных концентратов (см. главу 2.1 и 3.2), полученных при обогащении руд хорошо согласуются с имеющимися литературными данными: помимо золота в состав исходного материала и концентратов входят пирит, халькопирит, гидроксиды железа, при растворении которых в цианидных растворах возможно образование нерастворимых оксидных соединений, вызывающих пассивирование поверхности крупинки золота [5, с. 154; 97, с. 182].

Известно, что с увеличением щелочности раствора уменьшается скорость растворения золота в цианистых растворах в результате увеличения поляризации поверхности растворяющего металла и образования на ней защитных пленок. Эта зависимость для гидроксида натрия и оксида кальция имеет несколько различный характер вследствие того, что в присутствии извести в растворе на поверхности растворяющегося металла образуются более плотные карбонатные пленки, чем в том случае, когда в раствор введен гидроксид натрия [90, с. 69].

Одновременное введение с щелочами в цианистые растворы реагентов-активаторов приводит к снижению пассивирующего действия щелочей и получению более высоких скоростей растворения металлов, чем в чистых цианистых растворах [90, с. 69].

Таким образом, растворение золота менее эффективно в отсутствие реагентов-активаторов, разрушающих пленки образующихся соединений на поверхности золота, а также без использования специального оборудования, интенсифицирующего процесс выщелачивания.

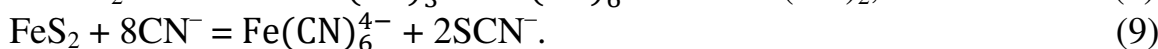
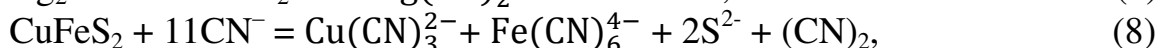
Выщелачивание золота щелочными цианидными растворами в присутствии кислорода или воздуха – широко используемый процесс для извлечения золота из минерального сырья. При этом золото окисляется и растворяется в присутствии цианида с образованием комплексного иона $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ согласно уравнениям Бодлендера (2) и (3) и Эльснера (4), последнее является суммой уравнений (2) и (3) [97, с. 117]:



Цианирование занимает особое место в золотодобывающей промышленности и основано на способности золота, а также серебра, растворяться в слабых растворах щелочных цианидов по реакции [15, с. 150]:



При цианидном выщелачивании благородных металлов растворение сульфидов, входящих в состав рудных материалов, протекает согласно реакциям [5, с. 152]:



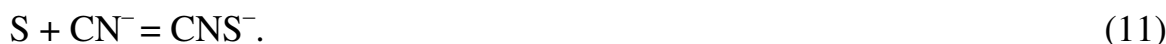
Потребление цианида в целом зависит от развития перечисленных реакций. В процессе гидрометаллургической переработки рудных материалов, содержащих сульфидные минералы цветных металлов, в щелочной среде в присутствии кислорода воздуха окисление сульфидов происходит более интенсивно, чем в кислых средах. В аэрируемых цианидных растворах в области рН 8-12 сульфид-ионы окисляются растворенным кислородом до тиосульфат-, сульфит- и сульфат-ионов: $\text{S}^{2-} \rightarrow \text{S}_2^{2-} \rightarrow \text{S}^0 \rightarrow \text{S}_2\text{O}_3^{2-} \rightarrow \text{SO}_4^{2-}$. Одновременно происходит окисление цианид-иона: $\text{CN}^- \rightarrow (\text{CN})_2 \rightarrow \text{CNO}^-$ (или SCN^-) [5, с. 154].

Окисление сульфид-иона может сдвинуть вышеперечисленные реакции вправо, однако в данном случае определяющую роль играют не термодинамические, а кинетические факторы, замедляющие протекание реакций окисления сульфид-иона до сульфат-ионов. Окисление цианида кислородом также является медленным процессом и может не учитываться при отсутствии катализатора [5, с. 154].

При окислении пирита довольно интенсивно протекает следующая реакция [15, с. 178]:



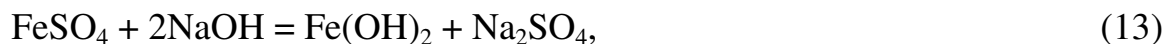
Свободная сера, получающаяся вследствие частичного окисления сульфидов, реагирует с цианидом, образуя роданистую соль:



Для быстро окисляющихся колчеданов возможно протекание реакции:



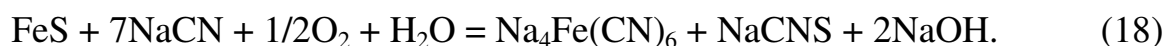
Соединения закисного железа в присутствии щелочи реагируют с цианидом натрия [15, с. 178]:



Медленно протекающий процесс взаимодействия цианида с сернистым железом, получающимся в результате частичного окисления колчеданов, происходит согласно следующим уравнениям [15, с. 180]:



Суммарную реакцию можно записать:



Сульфид натрия значительно снижает извлечение благородных металлов цианированием, так как замедляет растворение золота и серебра, являясь восстановителем, и поглощает кислород по реакции (17).

Скорость растворения золота в щелочных растворах может быть повышена введением окислителей, уменьшающих величину поляризации поверхности растворяющего металла [90, с. 13]. Имеются сведения о том, что интенсификацию процесса цианидного выщелачивания золота можно осуществить путем введения в систему реагентов-активаторов (см. главу 1).

Анализ имеющихся в литературе данных позволил сделать вывод, что среди реагентов-активаторов интерес представляют органические соединения. Так, алифатические (слабые) кислоты являются активными растворителями сульфидных соединений металлов. Слабые кислоты меньше диссоциируют, и соответственно, в растворе существуют частично в недиссоциированном виде, образуя гидролиз солей. Стоит отметить, что уксусная кислота, являющаяся слабой одноосновной кислотой ($\text{pK}_a \sim 4,75$), в щелочной среде взаимодействует с сульфидными минералами, а также с продуктами их разложения, оксидными пленками на поверхности золота, в то же время растворение золота данной кислотой не происходит [112, с. 193].

Из литературных данных известно, что в результате окисления сульфидных минералов в щелочном растворе ($\text{pH} 10-11$) на поверхности золота могут образоваться такие нерастворимые соединения, как $\text{Zn}(\text{OH})_2$, CuO , $\text{Cu}(\text{OH})_2$, Ag_2O и др. [97, с. 182]. Нами был проведен термодинамический анализ возможных реакций взаимодействия уксусной кислоты с соединениями, пассивирующими поверхность золота. Расчеты были проведены в интервале 298-373 К на 1 моль интересующего нас растворителя. Анализ расчетов, выполненных с использованием программы термодинамических расчетов HSC

Chemistry 8.0 компании Outokumpu Technology Engineering Research, приведен в таблице 28.

Таблица 28 – Результаты термодинамических расчетов возможных реакций взаимодействия уксусной кислоты с соединениями, пассивирующими поверхность золота

№	Реакция	ΔG_T , кДж/моль			
		298 К	323 К	353 К	373 К
1	$0,5\text{Au} + \text{NaCN} + 0,125\text{O}_{2(r)} + 0,25\text{H}_2\text{O} = 0,5\text{NaAu}(\text{CN})_2 + 0,5\text{NaOH}$	-38,33	-37,31	-35,88	-34,84
2	$2\text{Au} + 4\text{NaCN} + \text{CH}_3\text{COOH} + 0,5\text{O}_{2(r)} = 2\text{NaAu}(\text{CN})_2 + \text{NaCH}_3\text{COO} + \text{NaOH}$	-244,73	-240,07	-234,14	-229,96
3	$\text{NaCN} + \text{CH}_3\text{COOH} = \text{NaCH}_3\text{COO} + \text{HCN}$	-33,76	-33,31	-33,34	-33,64
4	$\text{NaOH} + \text{CH}_3\text{COOH} = \text{NaCH}_3\text{COO} + \text{H}_2\text{O}$	-91,41	-90,85	-90,60	-90,62
5	$2\text{FeS}_2 + 2\text{NaOH} + \text{CH}_3\text{COOH} + 4,75\text{O}_{2(r)} = 0,5\text{Fe}(\text{CH}_3\text{COO})_2 + \text{Na}_2\text{SO}_4 + 1,5\text{H}_2\text{O} + 1,5\text{S} + 1,5\text{FeSO}_4$	-1811,8	-1790,1	-1764,7	-1748,1
6	$2\text{FeS}_2 + 2\text{NaOH} + \text{CH}_3\text{COOH} + 4,25\text{O}_{2(r)} = 0,5\text{Fe}(\text{CH}_3\text{COO})_2 + \text{Na}_2\text{SO}_3 + 1,5\text{H}_2\text{O} + 1,5\text{S} + 1,5\text{FeSO}_4$	-1548,4	-1529,2	-1506,8	-1492,1
7	$0,5\text{FeSO}_4 + \text{NaCH}_3\text{COO} = 0,5\text{Fe}(\text{CH}_3\text{COO})_2 + 0,5\text{Na}_2\text{SO}_4$	-14,28	-11,74	-8,86	-7,02
8	$1,5\text{FeS} + \text{NaOH} + \text{CH}_3\text{COOH} + 3\text{O}_{2(r)} = 0,5\text{Fe}(\text{CH}_3\text{COO})_2 + 0,5\text{Na}_2\text{SO}_4 + \text{H}_2\text{O} + \text{FeSO}_4$	-1190,2	-1173,9	-1155,1	-1142,6
9	$\text{FeS} + \text{NaOH} + \text{CH}_3\text{COOH} + 1,25\text{O}_{2(r)} = 0,5\text{Fe}(\text{CH}_3\text{COO})_2 + 0,5\text{Na}_2\text{SO}_4 + 0,5\text{H}_2\text{O} + 0,5\text{S} + 0,5\text{Fe}(\text{OH})_2$	-543,37	-534,54	-524,48	-518,02
10	$1/3\text{Fe}(\text{OH})_2 + \text{CH}_3\text{COOH} + 1/3\text{NaOH} = 1/3\text{Fe}(\text{CH}_3\text{COO})_2 + 1/3\text{NaCH}_3\text{COO} + \text{H}_2\text{O}$	-41,83	-39,64	-37,54	-36,37
11	$0,5\text{Fe}(\text{OH})_2 + \text{CH}_3\text{COOH} = 0,5\text{Fe}(\text{CH}_3\text{COO})_2 + \text{H}_2\text{O}$	-17,01	-14,04	-11,01	-9,25
12	$\text{Na}_2\text{S} + \text{CH}_3\text{COOH} = \text{CH}_3\text{COONa} + \text{H}_2\text{S}$	-146,50	-147,77	-149,93	-151,63
13	$0,5\text{Cu}(\text{OH})_2 + \text{CH}_3\text{COOH} = 0,5\text{Cu}(\text{CH}_3\text{COO})_2 + \text{H}_2\text{O}$	-7,89	-5,22	-2,66	-1,25
14	$0,5\text{CuO} + \text{CH}_3\text{COOH} = 0,5\text{Cu}(\text{CH}_3\text{COO})_2 + 0,5\text{H}_2\text{O}$	-4,78	-1,68	1,43	3,23
15	$1/3\text{Cu}(\text{OH})_2 + \text{CH}_3\text{COOH} + 1/3\text{NaOH} = 1/3\text{Cu}(\text{CH}_3\text{COO})_2 + 1/3\text{NaCH}_3\text{COO} + \text{H}_2\text{O}$	-35,73	-33,76	-31,97	-31,04
16	$0,5\text{CuFeS}_2 + 2\text{NaOH} + \text{CH}_3\text{COOH} + 1,5\text{O}_{2(r)} = 0,5\text{Fe}(\text{CH}_3\text{COO})_2 + \text{Na}_2\text{SO}_3 + \text{H}_2\text{O} + 0,5\text{Cu}(\text{OH})_2$	-594,35	-584,68	-573,64	-566,54
17	$0,25\text{CuFeS}_2 + \text{NaOH} + \text{CH}_3\text{COOH} + 0,75\text{O}_{2(r)} = 0,25\text{Cu}(\text{CH}_3\text{COO})_2 + 0,25\text{Fe}(\text{CH}_3\text{COO})_2 + 0,5\text{Na}_2\text{SO}_3 + \text{H}_2\text{O}$	-301,12	-294,95	-288,15	-283,89

Продолжение таблицы 28

№	Реакция	ΔG_T , кДж/моль			
		298 К	323 К	353 К	373 К
18	$1/3\text{Zn}(\text{OH})_2 + \text{CH}_3\text{COOH} + 1/3\text{NaOH} =$ $= 1/3\text{Zn}(\text{CH}_3\text{COO})_2 + 1/3\text{NaCH}_3\text{COO} + \text{H}_2\text{O}$	-41,54	-39,85	-38,39	-37,68
19	$0,5\text{Zn}(\text{OH})_2 + \text{CH}_3\text{COOH} =$ $= 0,5\text{Zn}(\text{CH}_3\text{COO})_2 + \text{H}_2\text{O}$	-16,61	-14,35	-12,29	-11,22
20	$1/3\text{Zn}(\text{OH})_2 + \text{CH}_3\text{COOH} =$ $= 1/3[\text{Zn}(\text{CH}_3\text{COO})_3]^- + 2/3\text{H}_2\text{O} + 1/3\text{H}^+$	-3,43	-0,64	2,01	3,48
21	$0,5\text{Ag}_2\text{O} + \text{CH}_3\text{COOH} =$ $= \text{AgCH}_3\text{COO} + 0,5\text{H}_2\text{O}$	-12,71	-11,85	-11,18	-10,89

Как видно из реакции (1) таблицы 28, вероятность цианидного растворения золота в присутствии окислителя высокая даже при комнатной температуре ($\Delta G = -38,33$ кДж/моль). Для ускорения процесса растворения золота в качестве реагента-активатора (катализатора) была выбрана уксусная кислота. Применение уксусной кислоты существенно увеличивает вероятность растворения золота в цианидных растворах в окислительной среде. Изобарно-изотермический потенциал реакции (2) растворения золота (таблица 28), сопровождаемое образованием ацетата натрия, принимает значение $-244,73$ кДж/моль.

В процессе растворения золота уксусная кислота также взаимодействует с цианидом натрия согласно реакции (3) (таблица 28).

Добавление уксусной кислоты в цианидно-щелочной раствор предотвращает действие образующегося по реакции (15) сульфида натрия, нейтрализуя его сразу же после его образования. Такое возможное воздействие уксусной кислоты согласуется с реакцией (12) таблицы 28. При этом вероятность растворения пирита в щелочном растворе в присутствии уксусной кислоты в окислительной среде (таблица 28, реакции (5) и (6)) значительно возрастает. Образующийся по реакции (7) (таблица 28) сульфат закисного железа также способствует выделению ацетата железа.

На основании рассмотренных реакций механизм выщелачивания золота, вкрапленного в сульфидные минералы, можно представить следующим образом: на первой стадии процесса происходит взаимодействие сульфида железа с щелочным цианидным раствором с образованием сульфида натрия; на второй стадии процесса происходит нейтрализация образующегося Na_2S уксусной кислотой с образованием ацетата натрия; на третьей стадии процесса происходит расщепление межзеренных границ соединений, блокирующих поверхность золота, приводящее к открытию поверхности благородного металла и облегчению доступа растворителя к поверхности золота.

Результатом многоступенчатого окисления пирита является образование промежуточного сульфида закисного железа, который растворяется согласно реакциям 8 и 9 (таблица 28) в щелочной окислительной среде в присутствии уксусной кислоты до образования ацетата железа с высокой долей вероятности:

изобарно-изотермический потенциал принимает значения -1190,2 и -543,37 кДж/моль соответственно представленным реакциям. Гидроксид закисного железа также способен взаимодействовать с уксусной кислотой с образованием растворимых ацетатных солей (таблица 28, реакции 10 и 11).

Промежуточным продуктом взаимодействия цианида натрия с сернистым железом является сульфид натрия, который согласно реакции (21) подвергается воздействию уксусной кислоты с образованием ацетата натрия (таблица 28, реакция 12).

По отношению к металлам, их оксидам и гидроксидам уксусная кислота ведет себя одинакова. Эти общие кислотные свойства уксусной кислоты обусловлены наличием положительного иона водорода (H^+) [112, с. 186].

Известно, что сульфид меди, присутствующий в золотосодержащем сырье, в процессе выщелачивания щелочными растворами цианида натрия, способствует образованию осадка Na_2S [15, с. 181]:



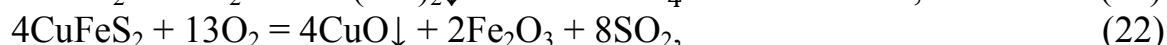
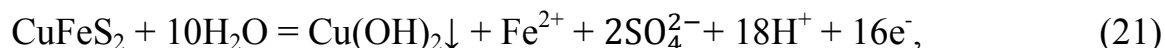
В цианистом растворе кислород участвует в растворении сернистой меди, окисляет образующийся при этом сульфид натрия до роданистой соли:



Однако при воздействии уксусной кислоты (таблица 28, реакция (12)) сульфид натрия хорошо растворяется в ней, препятствуя образованию роданистой соли меди.

Уксусная кислота согласно реакции (12) таблицы 28 разрушает сульфид натрия на поверхности золота, способствуя переходу в раствор уксуснокислых натрия. Сероводород, диссоциируя в две ступени с образованием гидросульфид-иона, затем катиона водорода и аниона серы, способствует смещению реакций (12) таблицы 28 вправо, повышая вероятность растворения нерастворимого соединения.

В щелочной среде халькопирит окисляется с образованием на поверхности золота нерастворимых соединений [97, с. 187]:



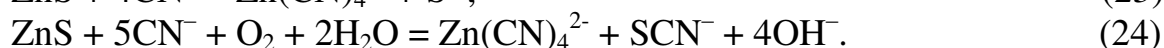
которые в присутствии уксусной кислоты растворяются согласно реакциям (13) и (14) таблицы 28.

Выделяющийся гидроксид меди образует ацетатные соли согласно реакции (15), представленной в таблице 28.

Вероятность растворения халькопирита в растворе гидроксида натрия в присутствии уксусной кислоты в окислительной среде по реакции (16) и (17) (таблица 28) с образованием водно-растворимой ацетатной соли высокая, что

подтверждается низкими значениями изобарно-изотермических потенциалов (ниже – 595 кДж/моль).

Минералы цинка сравнительно редко встречаются в золотосодержащих рудах. Окисленные минералы цинка легче растворяются в цианистом растворе, чем сульфидный минерал. Сфалерит относительно медленно растворяется в цианидном растворе с образованием двухзарядного аниона $Zn(CN)_4^{2-}$ [5, с. 164]:



Оксид цинка растворяется по реакции:



Цианидный комплекс цинка достаточно устойчив при pH 10, однако при низких концентрациях цианида ступенчато разлагается, образуя нерастворимый осадок $Zn(OH)_2 \cdot Zn(CN)_2$, пассивирующий поверхность золота. Образование цинкат-иона $[Zn(OH)_4]^{2-}$ в щелочном растворе возможно лишь при значениях pH, превышающих величины 12.

Сфалерит окисляется с образованием осадка [97, с. 188]:



Присутствие пирита в системе способствует высокой скорости протекания реакций (21), (22) и (26) и накапливанию на поверхности рудных частиц осадков CuO , $Cu(OH)_2$ и $Zn(OH)_2$, которые покрывают поверхность золота [97, с. 185].

Пленка гидроксида цинка растворяется в результате образования ацетатных солей согласно реакциям (18)-(20), представленным в таблице 28. Вероятность протекания представленных реакций растворения гидроксида цинка уксусной кислотой с образованием уксуснокислого цинка подтверждается рассчитанными значениями величин энергии Гиббса.

Термодинамическая вероятность растворения Ag_2O в уксусной кислоте подтверждается значением ΔG , приведенным в таблице 28 (реакция (21)), которое достигает величины -12,71 кДж/моль при комнатной температуре.

Таким образом, на основании имеющихся литературных сведений и проведенного термодинамического анализа с использованием программы термодинамических расчетов HSC Chemistry 8.0 компании Outokumpu Technology Engineering Research была установлена вероятность влияния в щелочной цианидной системе в окислительной среде уксусной кислоты даже при комнатной температуре на растворение соединений, пассивирующих поверхность золота.

Предполагаемый механизм выщелачивание золота в щелочной цианистой среде в присутствии окислителя следующий:

1) взаимодействие сульфидных рудных минералов с цианидно-щелочным раствором с образованием соединений, блокирующих поверхность благородного металла и препятствующих растворению золота;

2) в присутствии уксусной кислоты происходит ее взаимодействие со щелочью и образующимися соединениями примесных металлов, пассивирующих поверхность золота, с образованием растворимых ацетатов металлов;

3) в результате этого расширение межзеренных границ соединений, блокирующих поверхность золота, рост пор, трещин и увеличение доступа растворителя к поверхности золота.

5.2 Кинетические исследования процесса цианидного выщелачивания золота в присутствии уксусной кислоты

В качестве объекта исследования был выбран золотосодержащий гравитационный концентрат с месторождения Райгородок.

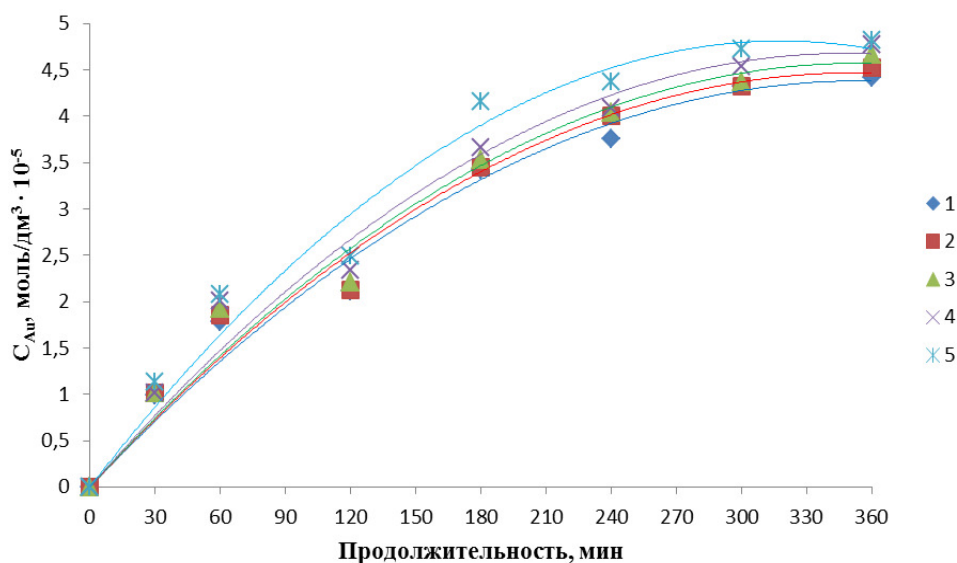
Изучение кинетики процесса цианидного выщелачивания золота в присутствии уксусной кислоты проводилось по следующей методике. В термостатированную трехгорлую колбу добавляли дистиллированную воду 300 мл при соотношении Т:Ж = 1:10, которую установили в термостат марки У-10. В качестве растворяющих реагентов использовали цианидные растворы натрия концентрации 1-5 г/дм³ (2,0-10,2 моль/дм³ · 10⁻²), с добавкой уксусной кислоты из расчета 1,5 кг на 1 т концентрата. Начальную концентрацию цианида натрия и расход уксусной кислоты выбрали из данных полученных при исследовании выщелачивания гравитационного концентрата. Для поддержания необходимого рН среды 10,5 добавляли раствор 10 % гидроксида натрия. Выщелачивающий раствор водили в колбу при перемешивании содержимого. Затем выщелачивающий раствор загружали 30 г золотосодержащего гравитационного концентрата месторождения Райгородок, крупностью -0,071 мм, близкому монодисперсному. Температура системы поддерживалась автоматически при помощи ртутного контактного термометра. Перемешивание пульпы осуществлялось с помощью пропеллерной мешалки со скоростью вращения 250 об/мин. Одновременно с загрузкой концентрата включалось перемешивание, и начинался отсчет времени опыта. Через 30, 60, 120, 180, 240, 300 и 360 мин от начала опыта из колбы отбирались пробы раствора для определения содержания золота, рН и остаточной концентрации цианида. Результаты представлены в Приложении Б.

При изучении кинетики растворения веществ основную трудность представляет учет изменения величин удельной поверхности порошкообразной массы (в нашем случае с 2,8 до 3,12 м²/г). Можно допустить, что за небольшие промежутки времени растворения, поверхность отдельных зерен меняется незначительно. Исходя из этого анализ цианидного выщелачивания золота в присутствии уксусной кислоты был проведен для начальных скоростей растворения на прямолинейных участках кинетических кривых при допущении

условия постоянства удельной поверхности концентрата, определяемый методом адсорбции газа, равной среднему ее значению – $3,00 \text{ м}^2/\text{г}$.

При экспериментальном исследовании кинетики того или иного гетерогенного процесса, важно определить в какой области он протекает, кинетической или диффузионной.

На рисунке 25 приведены кинетические кривые, характеризующие влияние начальной концентрации цианида натрия в присутствии уксусной кислоты на скорость растворения золота. Характер кривых позволяет сделать вывод, что скорость растворения золота убывает со временем, а начальная концентрация цианида натрия в присутствии уксусной кислоты не оказывает на нее существенного влияния.



Обозначения кривых: C_{NaCN} , моль/дм³ · 10⁻²:
 1 – 2,0; 2 – 4,0; 3 – 6,1; 4 – 8,2; 5 – 10,2.

Рисунок 25 – Кинетические кривые растворения золота растворами цианида натрия в присутствии уксусной кислоты ($t = 298 \text{ К}$)

На начальных участках кривых скорость растворения золота (W) пропорциональна продолжительности процесса и равна тангенсу угла наклона прямых к оси абсцисс:

$$W = dc/dt. \tag{27}$$

Зависимость скорости реакции от концентрации реагента носит сложный характер и определяется порядком протекающей химической реакции и величиной удельной поверхности твердой фазы. Если изменением начальной концентрации реагента в ходе химического превращения в неравновесных гетерогенных системах можно пренебречь, то для определения порядка реакции можно использовать функциональную зависимость $\lg W = f(\lg C_{\text{нач.}})$, где $\lg C_{\text{нач.}}$ – начальная концентрация реагента [130, 131]. Значение кажущегося порядка

реакции (n) определялось дифференциальным методом, предложенным Вант-Гоффом, сущность которого заключается, прежде всего, в нахождении скорости реакции путем определения наклона кривых, описывающих зависимость начальной скорости реакции от текущей концентрации реагирующего вещества (С). В соответствии с этим методом скорость реакции в изотермических условиях связана с концентрацией реагентов уравнением:

$$W = K \cdot F \cdot C_{\text{нач.}}^n, \quad (28)$$

где n – порядок реакции.

После логарифмирования уравнения (28), получим:

$$\lg W = \lg(K \cdot F) + n \cdot \lg C, \quad (29)$$

откуда можно определить порядок реакции:

$$n = \frac{\lg W_2 - \lg W_1}{\lg C_2 - \lg C_1} = \text{tg} \alpha. \quad (30)$$

Для начальных участков кинетических кривых была рассчитана и построена из логарифмической зависимости $\lg W_{\text{нач.}} = f(\lg C_{\text{нач.}})$ (рисунок 26 и таблица 29), по которой был определен кажущийся порядок реакции:

$$n = \text{tg} \alpha = (-6,769 - (-6,804)) / (-1,196 - (-1,698)) = 0,07 \approx 0,1. \quad (31)$$

Реакция взаимодействия золота растворами цианида натрия в присутствии уксусной кислоты практически нулевого порядка. Если реакция имеет нулевой порядок по какому-либо реагенту, то изменение его концентрации не оказывает влияния на скорость реакции до тех пор, пока не расходуется весь этот реагент, что указывает на независимость, в данном случае скорости реакции от концентрации реагирующего вещества [131, с. 175].

Таблица 29 – Расчетные данные, отображающие зависимость $\lg W(C\tau^{-1}) / \lg C_{\text{нач.}}$

$C_{\text{Au}} \cdot 10^{-5}$	τ , мин	$W \cdot 10^{-6} (C\tau^{-1})$	$\lg W(C\tau^{-1})$	$C_{\text{нач.}} \cdot 10^{-2}$	$\lg C_{\text{нач.}}$
3,76	240	0,157	-6,804	2,0	-1,698
4,01	240	0,167	-6,779	4,0	-1,397
4,04	240	0,168	-6,770	6,1	-1,215
4,09	240	0,170	-6,769	8,2	-1,196
4,37	240	0,182	-6,750	10,2	-0,991

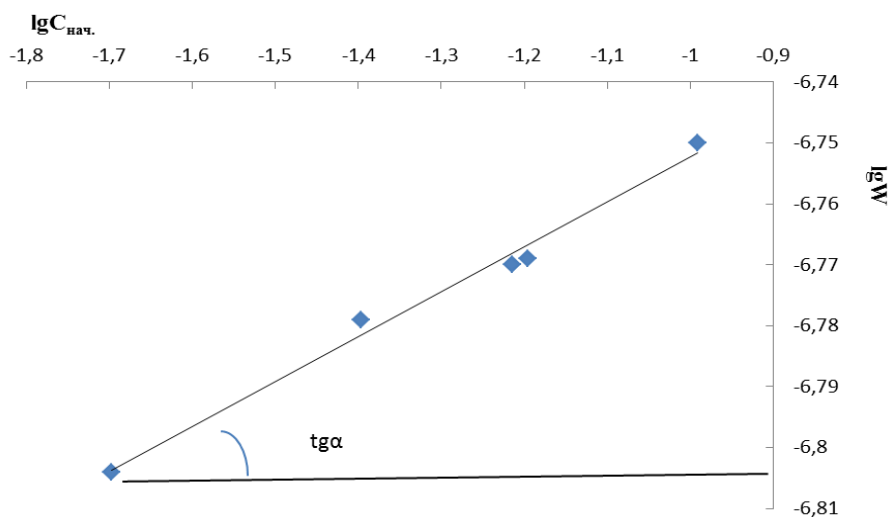


Рисунок 26 – Логарифмическая зависимость скорости растворения золота от концентрации цианида натрия в присутствии уксусной кислотой

Дробный порядок реакции взаимодействия золота с растворами цианида натрия в присутствии уксусной кислоты говорит о том, что процесс цианидного выщелачивания золота – многостадийный и порядок его стадий различен. Скорости же стадий соизмеримы и мало отличаются друг от друга [131, с. 175].

Влияние температуры на скорость растворения золота представлено на рисунке 27. Процесс изучали в температурных пределах 298-353 К.

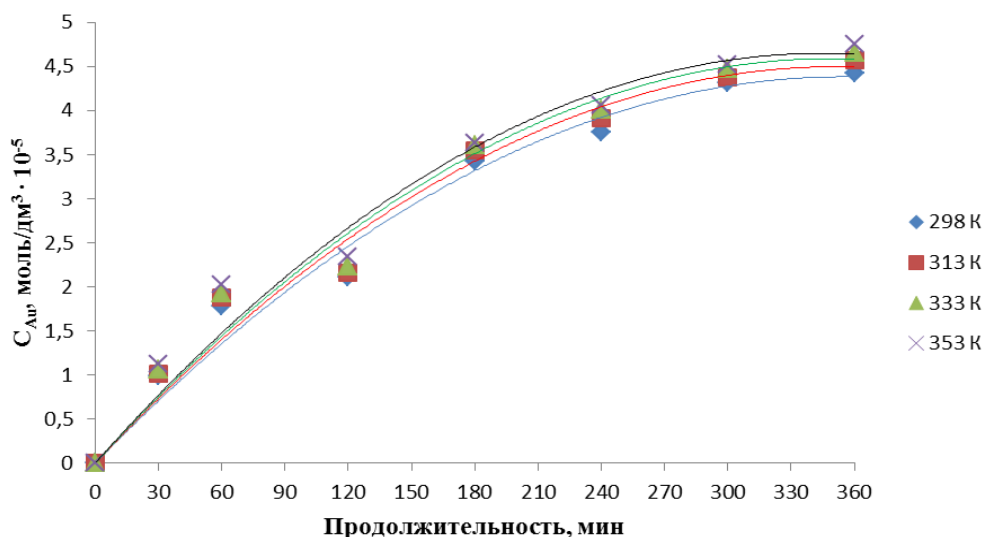


Рисунок 27 – Кинетические кривые растворения золота растворами цианида натрия в присутствии уксусной кислоты при разных температурах

По данным этого графика, значениям порядка реакции и согласно выражению (28), были рассчитаны значения кажущихся констант скоростей растворения золота из гравитационного концентрата (таблица 30). Начальная концентрация цианида натрия $2,0 \cdot 10^{-2}$ моль/дм³ выбрана как оптимальная.

Таблица 30 – Кажущиеся константы скоростей растворения золота при различных температурах

Константы скорости выщелачивания Au	$1/T \cdot 10^{-4}, 1/K$			
	33,5	31,9	30,0	28,3
$K_{Au} \cdot 10^{-6}, \text{сек}^{-1}$	0,22	0,23	0,24	0,25
$\lg K_{Au}$	-6,65	-6,63	-6,62	-6,61

По данным таблицы 30 были построена функция Аррениуса [131, с. 175] (рисунок 28), по которому определяли энергию активации.

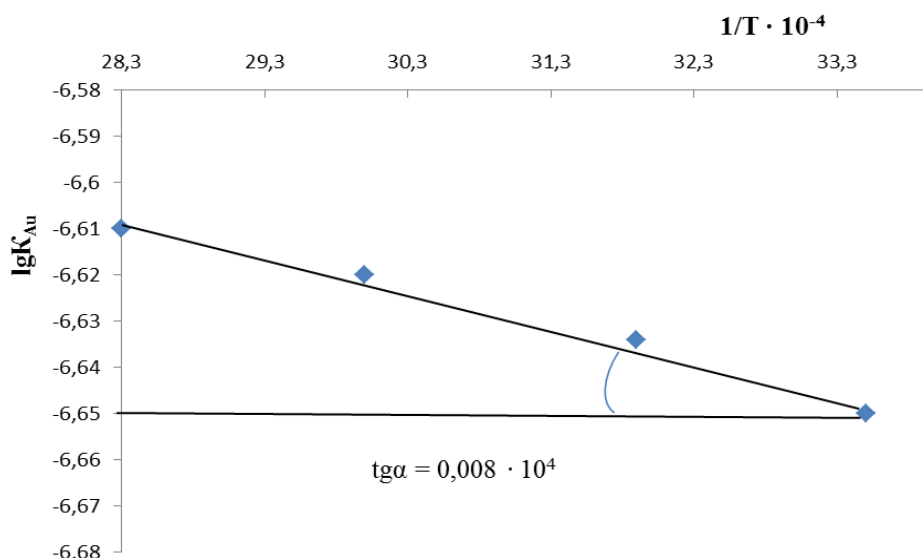


Рисунок 28 – Зависимость логарифма константы скорости реакции от обратной температуры

Для расчетов использовали логарифмическую форму уравнения Аррениуса:

$$\lg K = \lg K_0 - \frac{E_A}{2,303 \cdot R \cdot T}, \quad (32)$$

где K_0 – предэкспоненциальный множитель (не зависит от температуры);
 R – универсальная газовая постоянная, равная 8,314 Дж/(К·моль);
 K – кажущаяся константа скорости реакции при заданной температуре;
 E_A – энергия активации.

Энергию активации можно определить, если зависимость $\lg K$ от обратной температуры линейна, тогда

$$\text{tg} \alpha = - \frac{E_A}{2,303 \cdot R \cdot T}, \quad (33)$$

$$\text{tg} \alpha = \frac{-\lg K_2 - \lg K_1}{(1/T_2 - 1/T_1) \cdot 10^{-4}}. \quad (34)$$

$$\text{Если } \operatorname{tg} \alpha = \frac{-6,61 - (-6,65)}{(33,5 - 28,3) \cdot 10^{-4}} = 0,008 \cdot 10^4,$$

$$\text{то } E_A = 2,303 \cdot 8,314 \cdot 0,008 \cdot 10^4 = 1,53 \text{ кДж/моль.}$$

K_0 вычислили из уравнения (32):

$$\lg K_0 = \lg K + \frac{E_A}{2,303 \cdot R \cdot T}, \quad (35)$$

$$\lg K_0 = 6,38.$$

Полученное значение энергии активации (E_A) свидетельствует о протекании процесса растворения золота в диффузионной области, а уравнение кинетики можно представить в виде:

$$W = 6,38 \cdot e^{\left(\frac{-1,53}{RT}\right)} \cdot C^{0,1} \cdot F_0 \cdot \left(\frac{m}{m_0}\right). \quad (36)$$

Таким образом, проведенные исследования показали, что цианидное выщелачивание золота в присутствии уксусной кислоты протекает в диффузионном режиме и имеет многостадийный характер; процесс необходимо проводить в условиях интенсивного массообмена.

5.3 Моделирование процесса цианидного выщелачивания золота в присутствии уксусной кислоты

Проведение предварительных исследований по установлению необходимого расхода уксусной кислоты, показало, что ее положительное влияние происходит при поддержании соотношения 1,5 кг уксусной кислоты на 1 тонну концентрата. Дальнейшее увеличение расхода уксусной кислоты не приводит к значительному повышению степени извлечения золота.

Математическое планирование эксперимента и расчет соответствующей модели выполняли методом полного факторного эксперимента [132-134], поэтому первоочередной задачей было установить основные факторы, оказывающие наибольшее влияния на процесс цианидного выщелачивания золота в присутствии уксусной кислоты. Основными факторами, которые влияют на процесс цианидного выщелачивания золота из гравии концентрата в присутствии уксусной кислоты выбраны:

– концентрация цианида натрия C_{NaCN} , г/дм³ (соответствует кодированной переменной X_1);

– продолжительность выщелачивания, мин (X_2);

– температура выщелачивающего раствора, t, °C (X_3);

Для уменьшения количества опытов и построения адекватной модели

процесса интенсивного выщелачивания, а также ввиду очевидности, приняли постоянными Ж:Т = 10:1, расход уксусной кислоты 1,5 кг/т. Рассматривали трехфакторный эксперимент.

Граничные условия цианидного выщелачивания золота из гравеоконцентрата в присутствии уксусной кислоты представлены в таблице 31.

Таблица 31 – Граничные условия извлечения золота при цианидном выщелачивании гравеоконцентрата

Условия выщелачивания	$X_1, (C_{NaCN}, \text{г/дм}^3)$	$X_2, (\tau, \text{мин})$	$X_3, (t, \text{°C})$
Нижний уровень	1	30	25
Верхний уровень	5	360	80

Известно, что необходимое количество опытов N при полном факторном эксперименте (ПФЭ) определяется по формуле [132, с. 35]:

$$N=n^k, \quad (37)$$

где n – количество уровней; k – число факторов, т.е. необходимое число опытов для оптимизации процесса интенсивного выщелачивания золота $N = 2^3 = 8$.

Полное уравнение регрессии запишется в виде:

$$Y = \bar{Y}_0 + b_1X_1 + b_2X_2 + b_3X_3 + b_{12}X_1X_2 + b_{13}X_1X_3 + b_{23}X_2X_3 + b_{123}X_1X_2X_3, \quad (38)$$

где b – коэффициенты уравнения регрессии;

\bar{Y}_0 – свободный член уравнения регрессии, определяемый по формуле:

$$\bar{Y}_0 = \frac{\sum_{i=1}^N \bar{Y}_i}{N}, \quad (39)$$

в случае выщелачивания золота $\bar{Y}_0 = 58,24$.

Расширенные матрицы планирования ПФЭ и результаты 8 опытов двух параллельных экспериментов для процесса цианидного выщелачивания золота в присутствии уксусной кислоты приведены в таблице 32.

Методом полного факторного эксперимента произведены необходимые математические расчеты и получена математическая модель, адекватная эксперименту. Адекватность модели проверялась с использованием критериев Стьюдента и Фишера.

Таблица 32 – Расширенная матрица полного факторного эксперимента

№	X ₁	X ₂	X ₃	X ₁ X ₂	X ₁ X ₃	X ₂ X ₃	X ₁ X ₂ X ₃	Y ₁	Y ₂	\bar{Y}
1	–	–	–	+	+	+	–	20,08	20,72	20,40
2	–	–	+	+	–	–	+	21,47	21,20	21,34
3	–	+	+	–	–	+	–	90,43	90,51	90,47
4	+	+	+	+	+	+	+	93,39	92,56	92,98
5	+	–	–	–	–	+	+	21,62	22,36	21,99
6	+	+	–	+	–	–	–	92,50	92,14	92,32
7	–	+	–	–	+	–	+	89,14	89,47	89,31
8	+	–	+	–	+	–	–	36,88	37,40	37,14
$\bar{Y}_0 = 58,24$										

Коэффициенты уравнения регрессии определяли по формуле:

$$b_j = \frac{\sum X_{ij} \bar{Y}_i}{N}. \quad (40)$$

Значения b_j составили величины:

$$\begin{aligned} b_1 &= 2,86; & b_3 &= 2,24; & b_{13} &= 1,71; & b_{123} &= -1,84. \\ b_2 &= 33,03; & b_{12} &= -1,48; & b_{23} &= -1,78; \end{aligned}$$

Значимость коэффициентов регрессии проверяли для каждого коэффициента по критерию Стьюдента [133, с. 326].

Дисперсия коэффициентов (S_{bj}) и воспроизводимости ($S_{\text{воспр.}}$) рассчитывали по выражениям:

$$S_{b_j} = \frac{S_{\text{воспр}}}{\sqrt{N}}, \quad (41)$$

где N – количество опытов ($N = 8$).

$$S_{\text{воспр}} = \sqrt{\frac{\sum_{j=1}^N S_j^2}{N}}, \quad (42)$$

где S_j^2 – дисперсия единичного измерения, определяемая по формуле:

$$S_j^2 = (Y_1 - \bar{Y})^2 + (Y_2 - \bar{Y})^2. \quad (43)$$

Рассчитанные величины дисперсии при цианидном выщелачивании золота в присутствии уксусной кислоты равны:

$$s_1^2 = 0,205; \quad s_3^2 = 0,003; \quad s_5^2 = 0,274; \quad s_7^2 = 0,055; \quad s_{\text{воспр}} = 0,374;$$

$$s_2^2 = 0,037; \quad s_4^2 = 0,345; \quad s_6^2 = 0,065; \quad s_8^2 = 0,135; \quad s_{b_j} = 0,132.$$

Оценку значимости коэффициентов проводили по критерию Стьюдента:

$$t_j = \frac{|b_j|}{S_{b_j}}, \quad (44)$$

в сопоставлении со справочным табличным его значением $t_{\text{кр.табл.}} = 2,31$ для уровня значимости $p = 0,05$ и числа степеней свободы

$$f = N(m-1), \quad (45)$$

где m – количество параллельных опытов ($m = 2$ и $f = 8(2-1) = 8$). Если t_j больше $t_{\text{кр. табл.}}$, то этот коэффициент значим.

$$t_1 = 21,67 - \text{значим}; \quad t_{13} = 12,95 - \text{значим};$$

$$t_2 = 250,23 - \text{значим}; \quad t_{23} = 13,48 - \text{значим};$$

$$t_3 = 16,97 - \text{значим}; \quad t_{123} = 13,94 - \text{значим};$$

$$t_{12} = 11,21 - \text{значим};$$

Незначимых коэффициентов нет. Поэтому уравнение регрессии имеет следующий вид:

$$Y = 58,24 + 2,86X_1 + 33,03X_2 + 2,24X_3 - 1,48X_1X_2 + 1,71X_1X_3 - 1,78X_2X_3 - 1,84X_1X_2X_3. \quad (46)$$

Проверку адекватности полученных уравнений проводили по критерию Фишера [132, с. 35; 133, с. 326]:

$$F = \frac{S_{\text{ост}}^2}{S_{\text{воспр}}^2}, \quad (47)$$

$$\text{где } S_{\text{ост}}^2 = \frac{\sum_{j=1}^N (Y_j - \bar{Y})^2}{N - L}, \quad (48)$$

L – количество значимых коэффициентов: $L_{\text{Аи}} = 7$. Тогда

$$(Y_1 - \bar{Y})^2 = 0,102; \quad (Y_5 - \bar{Y})^2 = 0,137;$$

$$(Y_2 - \bar{Y})^2 = 0,017; \quad (Y_6 - \bar{Y})^2 = 0,032;$$

$$(Y_3 - \bar{Y})^2 = 0,002; \quad (Y_7 - \bar{Y})^2 = 0,029;$$

$$(Y_4 - \bar{Y})^2 = 0,168; \quad (Y_8 - \bar{Y})^2 = 0,068;$$

$$S_{\text{ост.}}^2 = \frac{0,555}{8-7} = 0,555;$$

$$F = \frac{0,555}{0,374^2} = 3,97.$$

Табулированное значение критерия Фишера для $p = 0,05$, $f_1 = N-L = 1$, $f_2 = N(m-1) = 8$:

$$F(f_1, f_2) = 5,32, \quad (49)$$

где p – уровень значимости;

f_1 – число степеней свободы дисперсии адекватности;

f_2 – число степеней свободы дисперсии воспроизводимости.

Проверку адекватности полученного уравнения проводили по критерию Фишера. Полученное значение критерия Фишера для процесса цианидного выщелачивания золота в присутствии уксусной кислоты оказалось меньше табличного ($3,97 < 5,32$), следовательно, полученная математическая модель адекватна эксперименту [134, с. 289].

Выводы по 5 разделу

– из литературных данных известно, что в процессе выщелачивания золота из рудного сырья и концентратов щелочными цианидными растворами на поверхности металла могут образоваться нерастворимые соединения (Ag_2O , $\text{Zn}(\text{OH})_2$, FeOOH , CuO и $\text{Cu}(\text{OH})_2$), блокирующие поверхность крупинок золота. Добавление в выщелачивающие растворы реагента-активатора позволяет интенсифицировать процесс растворения золота за счет возможного разрушения пассивирующей поверхности крупинок золота оксидных пленок. Среди предлагаемых химических реагентов (см. главу 1), активизирующих процесс выщелачивания золота, в частности органических реагентов, представляет интерес уксусная кислота, отличающаяся низкой стоимостью и экологической безопасностью. Найдено, что уксусная кислота, являющаяся слабой одноосновной кислотой ($pK_a \sim 4,75$), не растворяя золота в цианидной щелочной среде в присутствии кислорода, взаимодействует с сульфидными минералами, а также с продуктами их разложения, оксидными пленками на поверхности золота;

– на основании имеющихся литературных сведений и проведенного термодинамического анализа с использованием программы термодинамических расчетов HSC Chemistry 8.0 компании Outokumpu Technology Engineering Research была установлена вероятность влияния в щелочной цианидной системе в окислительной среде уксусной кислоты даже при комнатной температуре на растворение соединений, пассивирующих поверхность золота;

Сделано предположение о механизме выщелачивания золота в щелочной цианистой среде в присутствии окислителя, следующий: взаимодействие

сульфидных рудных минералов с цианидно-щелочным раствором с образованием соединений, блокирующих поверхность благородного металла и препятствующих растворению золота; в присутствии уксусной кислоты происходит ее взаимодействие со щелочью и образующимися соединениями примесных металлов, пассивирующих поверхность золота, с образованием растворимых ацетатов металлов; в результате этого расширение межзеренных границ соединений, блокирующих поверхность золота, рост пор, трещин и увеличение доступа растворителя к поверхности золота.

– изучена кинетика процесса цианидного выщелачивания золота в присутствии уксусной кислоты в условиях, приближенных к оптимальным. Определен порядок реакции ($n_{Au} = 0,1$), значение энергии активации ($E_A = 1,53$ кДж/моль), получено уравнение для прямолинейного начального участка кинетической кривой. Показано, что выщелачивание протекает в диффузионном режиме и имеет многостадийный характер. Процесс необходимо проводить в условиях интенсивного массообмена;

– методом полного факторного эксперимента получена математическая модель цианидного выщелачивания золотосодержащего гравиоконцентрата в присутствии уксусной кислоты, адекватная описывающая процесс.

6 ИЗУЧЕНИЕ УСЛОВИЙ ИНТЕНСИВНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ГРАВИТАЦИОННОГО КОНЦЕНТРАТА

6.1 Определение расхода уксусной кислоты при цианидном выщелачивании гравитационного концентрата

Для определения оптимального расхода уксусной кислоты были проведены исследования по цианидному выщелачиванию золота в присутствии реагента-активатора, который до настоящего времени не использовался для этих целей. Параметры и условия опытов были аналогичны параметрам цианидного выщелачивания золота из гравитоконцентратов (см. раздел 4.2). Установленную ранее концентрацию цианида натрия поддерживали 1 г/дм^3 (0,1 %). Расход уксусной кислоты варьировали в пределах 0,75-3,0 кг/т. Увеличение расхода уксусной кислоты более 3,0 кг/т, приводит к неоправданному расходу реагента.

Результаты опытов по цианидному выщелачиванию золота из гравитоконцентрата с применением уксусной кислоты приведены в таблицах 33 и 34.

Таблица 33 – Показатели цианидного выщелачивания гравитоконцентрата в зависимости от расхода уксусной кислоты

Наименование параметров и показателей процесса	Величины показателей и параметров процесса			
Расход CH_3COOH , кг/т	0,75	1,50	2,25	3,00
Расход извести, кг/т	2,30	2,40	2,80	3,40
Содержание в жидкой фазе пульпы, мг/дм^3				
Au	25,60	29,00	26,90	25,40
Ag	6,40	5,70	5,70	4,63
Cu	37,80	33,00	37,20	39,00
Zn	1,96	2,40	1,92	1,97
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	4,05	3,73	3,70	3,68
Расчетное содержание Au в концентрате, г/т	80,85	90,73	84,40	79,88
Степень выщелачивания Au, %	94,99	95,89	95,62	95,39

Таблица 34 – Значения концентраций цианида натрия и pH среды в процессе цианидного выщелачивания гравитационного концентрата в зависимости от расхода уксусной кислоты

Продолжительность выщелачивания, ч	Концентрация, %		Расход извести, кг/т	pH	NaCN, кг/т	
	NaCN	Добавка NaCN			загрузка	расход
Расход $\text{CH}_3\text{COOH} = 0,75 \text{ кг/т}$						
0		0,1	2,3	10,66		
24	0,062	0		10,42	3,00	1,14

Продолжение таблицы 34

Продолжительность выщелачивания, ч	Концентрация, %		Расход известки, кг/т	рН	NaCN, кг/т	
	NaCN	Добавка NaCN			загрузка	расход
Расход $\text{CH}_3\text{COOH} = 1,5$ кг/т						
0		0,1	2,4	10,64		
24	0,058	0		10,38	3,00	1,26
Расход $\text{CH}_3\text{COOH} = 2,25$ кг/т						
0		0,1	2,8	10,67		
24	0,057	0		10,41	3,00	1,29
Расход $\text{CH}_3\text{COOH} = 3,0$ кг/т						
0		0,1	3,4	10,68		
24	0,055	0		10,43	3,00	1,35

Степень растворения золота из гравитационного концентрата с использованием реагента-активатора составила более 95 %. При расходе уксусной кислоты 1,5-3,0 кг/т, содержание золота в хвостах не достигает 3,8 г/т. При этом расход цианида натрия составляет 1,26-1,35 кг/т (без добавления активатора расход цианида – 1,20-1,23 кг/т). При расходе уксусной кислоты 0,75 кг/т, увеличивается потери золота в хвостах до 4,05 г/т (рисунок 29). Поэтому для дальнейших исследований интенсивного выщелачивания гравитационного концентрата был выбран расход уксусной кислоты 1,5-3,0 кг/т.

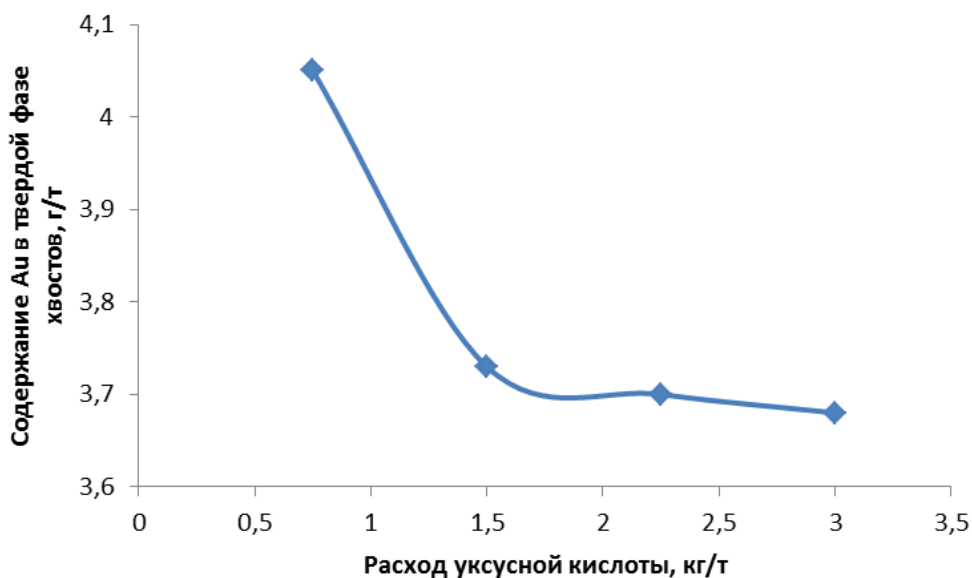


Рисунок 29 – Влияние расхода уксусной кислоты на остаточное содержание золота в твердой фазе хвостов

6.2 Организация процесса интенсивного выщелачивания золотосодержащего гравитационного концентрата в аппаратах конусного и барабанного типов

Процесс интенсивного выщелачивания зависит не только от условий его осуществления, но и от используемого оборудования, способствующего интенсивному массообмену.

В работе для проведения цианидного выщелачивания золотосодержащего гравитационного концентрата были использованы аппараты двух типов: аппарат конусного типа Asacia и аппарат барабанного типа ILR Gekko [128, с. 273].

6.2.1 Интенсивное цианирование золотосодержащего концентрата в аппарате конусного типа

В работе использовали реактор конусного типа Asacia. Лабораторная установка конусного типа (рисунок 30) состоит из конуса для концентрата, насоса и емкости для оборотного раствора (1 дм³) [128, с. 274].

Параметры лабораторной установки конусного типа (Asacia) были следующими: высота конуса – 210 мм; диаметр широкой части конуса – 40 мм; угол конусности – 78°; скорость подачи выщелачивающего раствора – 15-18 дм³/ч; полный объем конуса – 0,15 дм³; полезный рабочий объем конуса – 0,10-0,12 дм³ [129, с. 67].

Выщелачивание золотосодержащего гравиоконцентрата в интенсивном режиме в аппарате конусного типа проводили по следующей методике: в отмеренный объем воды добавляли 10 % раствор гидроксида натрия до достижения рН среды 10,5. Затем в раствор вводили цианид натрия требуемой концентрации. Приготовленный раствор заливали в конусный аппарат для проведения интенсивного цианирования гравитационного концентрата.

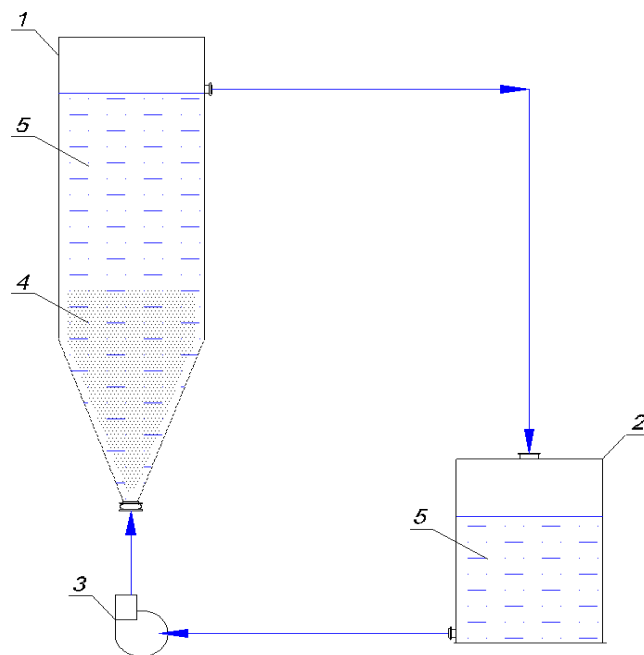
Предварительно установлено, что для поддержания взвешенного слоя гравиоконцентрата скорость подачи выщелачивающего раствора в конусном аппарате должна сохраняться в пределах 15-18 дм³/ч. Затем в конус аппарата загружали гравитационный концентрат.

После двух часов выщелачивания отбирали контрольную пробу раствора, затем через 6 часов от начала эксперимента и далее через каждые 6 часов для определения концентрации золота, серебра, меди и цинка. Кроме того, в анализируемых растворах определяли содержание цианида натрия и рН среды.

Условия проведения опытов в аппарате конусного типа были следующими: масса гравитационного концентрата – 50 г; Т:Ж = 1:14; объем цианосодержащего раствора – 700 мл; рН 10,50; C_{NaCN} – 1-5 г/дм³ (0,1-0,5 %); время выщелачивания – 24 часа.

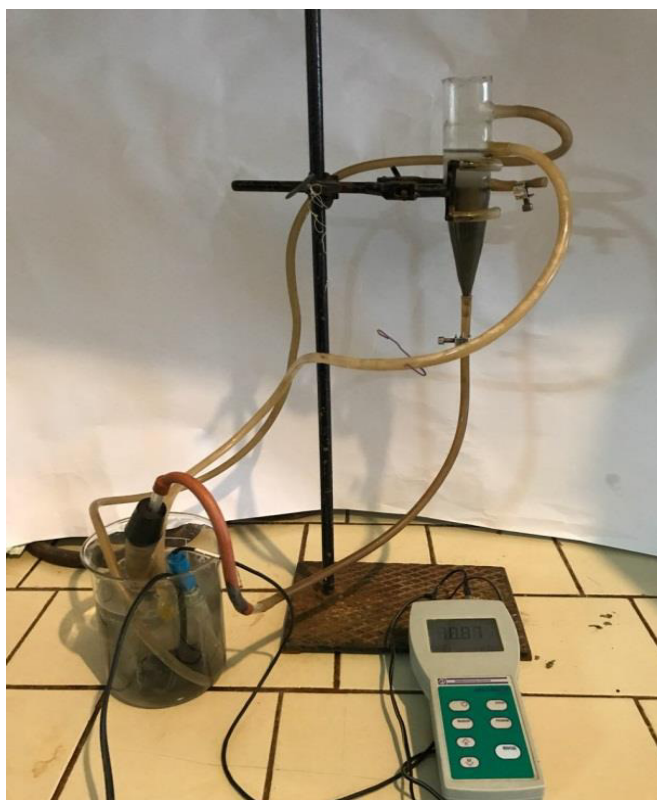
Для сравнения также были проведены опыты выщелачивания гравиоконцентрата без добавления уксусной кислоты, но с концентрацией цианида натрия 20 г/дм³ (2 %), широко применяемой в промышленных условиях [129, с. 67].

Результаты опытов приведены в таблицах 35, 36 [128, с. 275].



1 – реактор конусного типа; 2 – емкость для оборотного раствора; 3 – насос;
4 – концентрат; 5 – раствор

a



б

Рисунок 30 – Схема (а) и общий вид (б) лабораторной установки конусного типа

Таблица 35 – Результаты интенсивного цианирования гравитационного концентрата в аппарате конусного типа

Наименование параметров и показателей	Показатели выщелачивания				
	1 (0,1)	1 (0,1)	3 (0,3)	5 (0,5)	20 (2)
Концентрация NaCN, г/дм ³ (%)	1 (0,1)	1 (0,1)	3 (0,3)	5 (0,5)	20 (2)
Расход NaOH, кг/т	10,0	10,0	12,0	13,0	18,0
Содержание в жидкой фазе пульпы, мг/дм ³					
Au	6,01	5,60	5,50	5,20	5,40
Ag	1,34	1,80	1,10	1,30	1,20
Cu	14,7	20,3	18,9	21,5	22,5
Zn	1,85	1,93	2,60	2,67	4,20
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	4,45	4,50	4,30	4,25	3,80
Расчетное содержание Au в концентрате, г/т	88,59	82,90	81,30	77,05	79,40
Степень выщелачивания Au, %	94,98	94,57	94,71	94,48	95,21

Таблица 36 – Значения концентраций цианида натрия и pH среды в процессе интенсивного выщелачивания гравитационного концентрата в аппарате конусного типа

Продолжительность выщелачивания, ч	Концентрация, %		NaOH, кг/т	pH	NaCN, кг/т	
	NaCN	Добавка NaCN			загрузка	расход
0		0,1	10,0	10,67		
24	0,072	0		10,38	14,00	3,92
0		0,1	10,0	10,68		
24	0,070	0		10,40	14,00	4,20
0		0,3	12,0	10,82		
24	0,200	0		10,41	42,00	14,00
0		0,5	13,0	10,81		
24	0,300	0		10,45	70,00	28,00
0		2,0	18,0	10,92		
24	1,290	0		10,42	280,00	99,40

Степень извлечения золота при концентрации цианида натрия от 1 до 5 г/дм³ не превышает 94,98 %, содержание золота в хвостах составляет 4,25-4,50 г/т. При увеличении концентрации цианида натрия до 20 г/дм³, извлечение золота достигало 95,21 %, снижение содержание золота в хвостах – до 3,80 г/т.

Кинетика растворения золота без добавления реагента-активатора показана на рисунке 31.

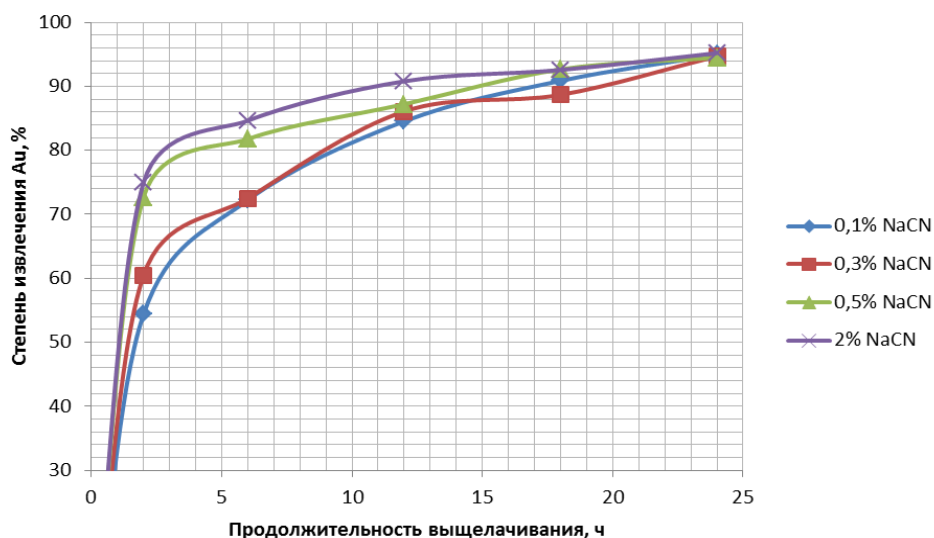


Рисунок 31 – Кинетика растворения золота при интенсивном выщелачивании в аппарате конусного типа без присутствия реагента-активатора

Из рисунка 31 видно, что при повышении концентрации цианида натрия увеличивается извлечение золота, но при этом расход дорогого реагента возрастает. Для полного растворения золота требуется 24 часа ведения процесса.

Были проведены опыты при концентрации цианида натрия 1-5 г/дм³ с добавкой в раствор активатора – уксусной кислоты. Расход уксусной кислоты поддерживали в пределах 1,5 и 3,0 кг/т. Опыты проведены в том же аппарате и тех же условиях, что были описаны выше.

Результаты опытов приведены в таблицах 37 и 38 [128, с. 275].

Таблица 37 – Результаты интенсивного цианирования золотосодержащего гравитационного концентрата в присутствии уксусной кислоты в аппарате конусного типа

Наименование параметров и показателей	Показатели выщелачивания					
	1 (0,1)		3 (0,3)		5 (0,5)	
Концентрация NaCN, г/дм ³ (%)						
Расход CH ₃ COOH, кг/т	1,5	3,0	1,5	3,0	1,5	3,0
Расход NaOH, кг/т	12,0	14,0	13,0	15,0	15,0	17,0
Содержание в жидкой фазе пульпы, мг/дм ³						
Au	6,06	6,30	6,10	6,30	5,35	5,40
Ag	1,11	1,50	1,10	1,30	1,20	1,19
Cu	15,1	15,7	17,2	17,1	17,3	16,1
Zn	1,21	0,75	0,75	0,55	0,61	0,67

Продолжение таблицы 37

Наименование параметров и показателей	Показатели выщелачивания					
	Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	3,90	3,70	3,70	3,60	3,83
Расчетное содержание Au в концентрате, г/т	88,74	91,90	89,10	91,80	78,73	79,08
Степень выщелачивания Au, %	95,61	95,97	95,85	96,08	95,14	95,60

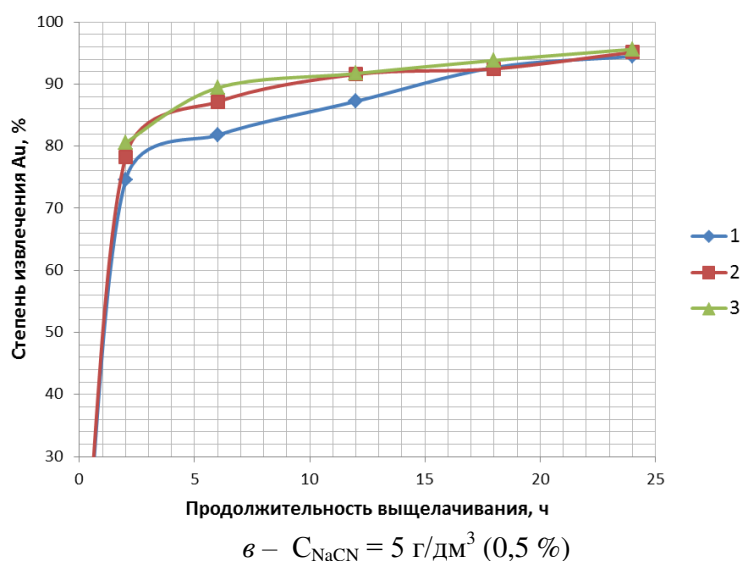
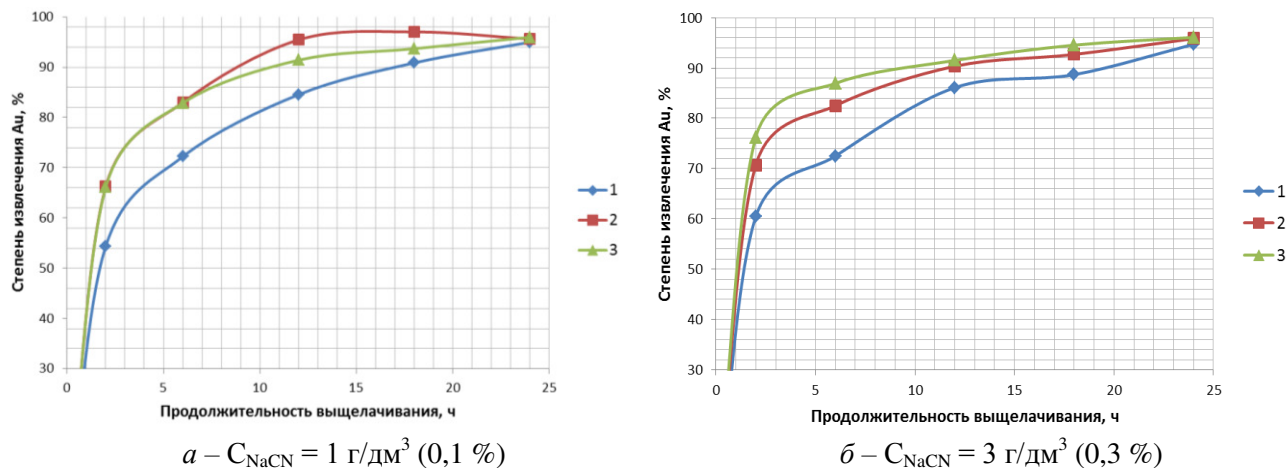
Таблица 38 – Значения концентраций цианида натрия и pH среды в процессе интенсивного выщелачивания гравитационного концентрата в присутствии уксусной кислоты в аппарате конусного типа

Продолжительность выщелачивания, ч	Концентрация, %		CH ₃ COOH, кг/т	NaOH, кг/т	pH	NaCN, кг/т	
	NaCN	Добавка NaCN				загрузка	расход
0		0,1	1,5	12,0	10,68		
24	0,060	0			10,36	14,00	5,60
0		0,1	3,0	14,0	10,74		
24	0,055	0			10,40	14,00	6,30
0		0,3	1,5	13,0	10,72		
24	0,158	0			10,37	42,00	19,88
0		0,3	3,0	15,0	10,84		
24	0,147	0			10,36	42,00	21,42
0		0,5	1,5	15,0	10,75		
24	0,271	0			10,52	70,00	32,06
0		0,5	3,0	17,0	10,82		
24	0,252	0			10,41	70,00	34,72

Полученные данные позволили установить, что степень извлечения золота из гравитационного концентрата в аппарате конусного типа при концентрации цианида натрия 1-5 г/дм³ в присутствии уксусной кислоты составляет более 95 % (95,14-96,08 %). Содержание золота в хвостах интенсивного цианирования гравитационного концентрата с использованием реагента-активатора ниже, чем при его отсутствии. Содержание золота в хвостах после интенсивного цианирования гравитоконцентрата с использованием уксусной кислоты уменьшается на 0,5-1,3 г/т.

На рисунке 32 [129, с. 67] представлены результаты исследований по интенсивному цианированию гравитационного концентрата в аппарате конусного типа при концентрации цианида натрия 1-5 г/дм³ (0,1-0,5 %).

Видно (рисунок 32), что процесс интенсивного цианирования золотосодержащего концентрата в аппарате конусного типа проходит успешно. Добавка в цианидный раствор реагента-активатора в виде уксусной кислоты существенно улучшает кинетику растворения золота.



1 – без добавки реагента-активатора; 2 – с добавлением реагента-активатора – 1,5 кг/т; 3 – с добавлением реагента-активатора – 3,0 кг/т

Рисунок 32 – Зависимость степени извлечения золота цианидными растворами из гравитационного концентрата в присутствии реагента-активатора и без него от продолжительности процесса в аппарате конусного типа

Продуктивные растворы после интенсивного цианидного выщелачивания гравитационного концентрата в аппарате конусного типа были упарены, и выделившиеся кристаллы, были проанализированы рентгенодифрактометрическими методами и ИК-Фурье спектроскопии.

Результаты полуколичественного рентгенофазового анализа кристаллических фаз и дифрактограмма выделившихся кристаллов при упаривании продуктивного раствора, представлены на рисунке 33 и в таблице 39.

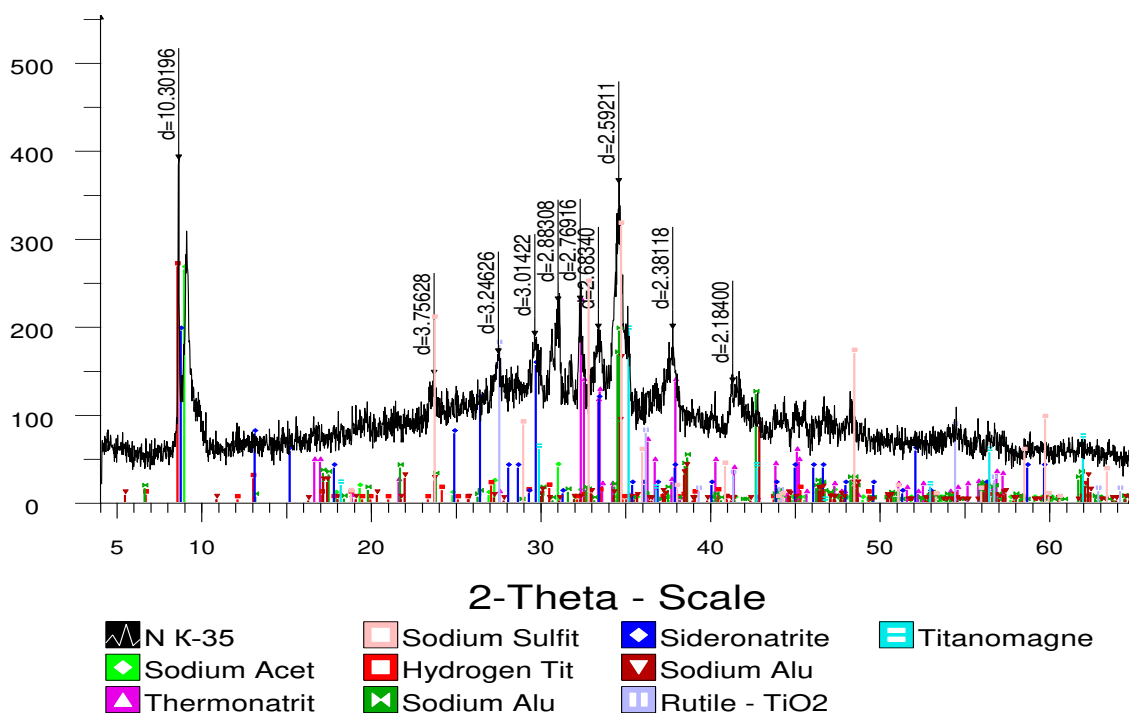


Рисунок 33 – Дифрактограмма кристаллов, выделенных при упаривании продуктивного раствора интенсивного цианирования в аппарате конусного типа

Таблица 39 – Результаты полуколичественного рентгенофазового анализа кристаллической фазы, полученной при упаривании продуктивного раствора интенсивного цианирования в аппарате конусного типа

Соединение	Формула	Концентрация, %
Ацетат натрия	CH₃COONa	18,5
Кристаллогидрат карбоната натрия	Na ₂ CO ₃ ·H ₂ O	16,0
Сульфит натрия	Na ₂ SO ₃	14,7
Гидроксид титана	H ₂ Ti ₅ O ₁₁ ·3H ₂ O	12,5
Олиго-окси алюминат натрия	Na ₁₄ Al ₄ O ₁₃	9,1
Гидратированная сульфат натрия железа	Na ₂ Fe(SO ₄) ₂ (OH)·3H ₂ O	9,1
Ортоалюминат натрия	Na ₁₇ Al ₅ O ₁₆	7,6
Диоксид титана	TiO ₂	7,0
Титанат железа	Fe _{2,50} Ti _{0,50} O	5,5

Результаты полуколичественного рентгенофазового анализа кристаллической фазы, полученной при упаривании продуктивного раствора, показали также наличие соли ацетата натрия. Наличие ацетатов других

примесных металлов затрудняется идентифицировать из-за наложения дифракционных рефлексов.

ИК-спектр кристаллической фазы, выделенной при упаривании продуктивного раствора, показан на рисунке 34. Отнесение полос поглощения спектра приведено в таблице 40.

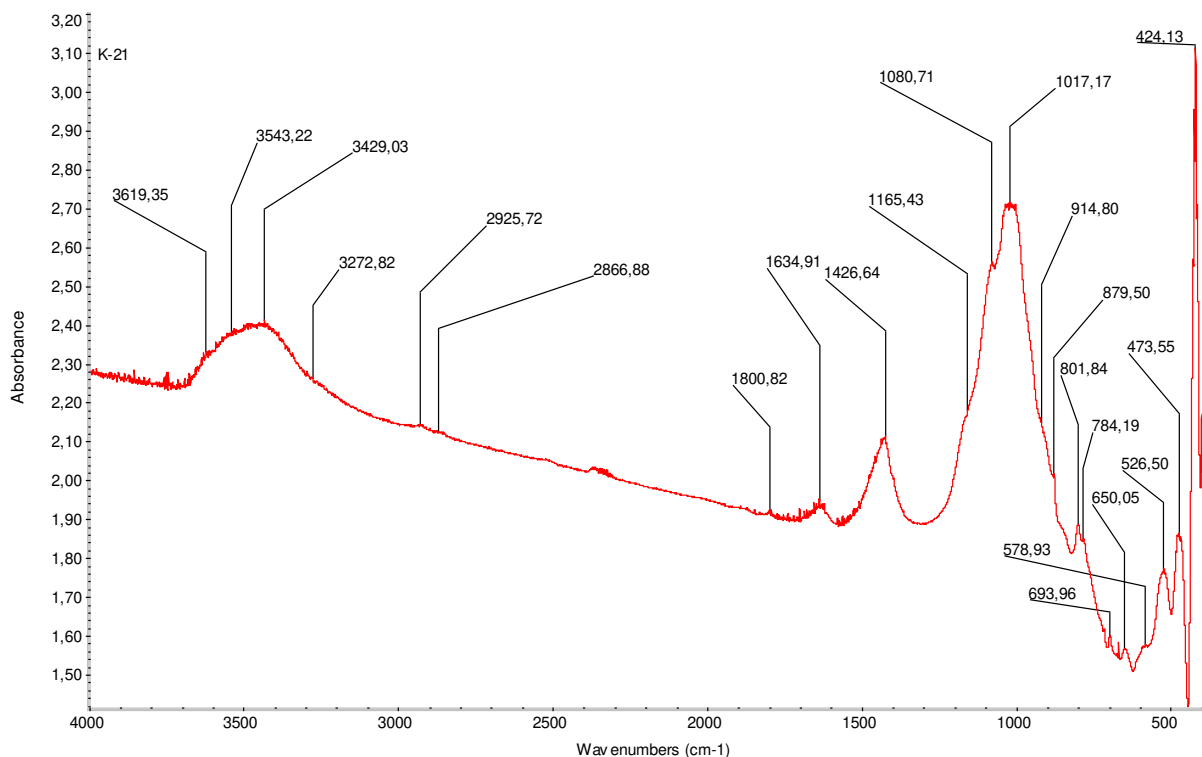


Рисунок 34 – Инфракрасный спектр кристаллов, выделенных при упаривании продуктивного раствора интенсивного цианирования в аппарате конусного типа

Таблица 40 – Отнесение основных полос поглощения в спектрах образца, полученного при упаривании продуктивного раствора интенсивного цианирования в аппарате конусного типа

Полосы поглощения, см ⁻¹	Отнесение полос
3619	Валентные колебания ОН – групп свободной воды
3543, 3467	Валентные колебания ОН – групп, связанных водородной связью
3273	Валентные колебания ОН – групп кристаллизационной воды
2926, 2827	Валентные колебания С-Н в группах –СН ₂ , СН ₃
650	Вне плоскостные деформационные колебания С-Н в группах –СН ₂ , СН ₃
1801	Природа полос не выяснена, возможно, это обертоны
1635, 579, 526	Деформационные колебания ОН – групп

Продолжение таблицы 40

Полосы поглощения, см ⁻¹	Отнесение полос
1427	Валентные колебания групп –COO⁻ в ацетатах металлов
1165, 1081, 1017, 915, 880	В этой области находятся валентные колебания групп Al-O в оксидах и гидроксидах алюминия
802, 784	В этой области находятся деформационные колебания групп Al-O в оксидах и гидроксидах алюминия
474, 424	Валентные колебания групп M-O, где M - переходной металл. Наиболее вероятно - Fe

Из результатов ИК-Фурье спектроскопии (рисунок 34, таблица 40) осадков, полученных после упаривание продуктивного раствора интенсивного цианирования в аппарате конусного типа, видно присутствие ацетатов металлов-примесей при волновых числах 1427 см⁻¹.

Полученные результаты физико-химического анализа кристаллов, выделенных при упаривании продуктивного раствора, подтверждают термодинамические расчеты по влиянию уксусной кислоты на цианидно-щелочное выщелачивание гравиконоцентрата. Растворение соединений, пассивирующих поверхность золота, сопровождаемое образованием ацетатов металлов, вызывает расширение границ микротрещин в рудном материале, способствуя облегчению доступа растворителя к поверхности золота.

6.2.2 Интенсивное цианирование золотосодержащего концентрата в аппарате барабанного типа

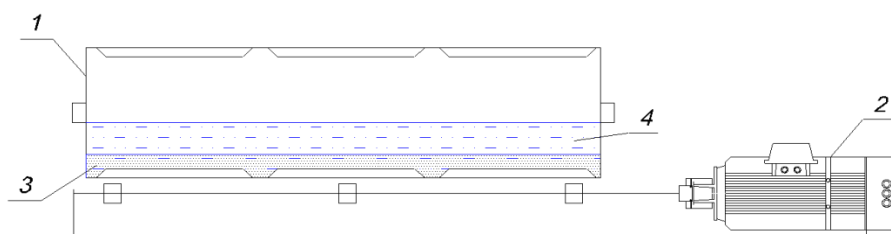
Аппарат барабанного типа (ILR Gekko) является наиболее простым по оформлению аппаратом для цианирования гравитационных концентратов, использующим только один насос и один двигатель для барабана, вращающегося с небольшой скоростью. В лабораторных условиях интенсивное выщелачивание проверяли на установке, приведенной на рисунке 35 [128, с. 273].

Параметры лабораторной установки барабанного типа были следующими: диаметр барабана – 98 мм; длина барабана – 214 мм; полный объем барабана – 1,6 дм³; полезный рабочий объем барабана – 0,38 дм³; скорость вращения барабана агитатора – 4,25 об/мин [129, с. 66].

Интенсивное цианирование золотосодержащего гравиконоцентрата в аппарате барабанного типа проводили в следующих условиях: масса гравитационного концентрата – 50 г; объем цианосодержащего раствора – 300 мл; pH исходного рабочего цианидного раствора достигал 10,50; концентрация цианида натрия варьировали в пределах 1-5 г/дм³ (0,1-0,5 %); продолжительность выщелачивания не превышала 24 часов.

Выщелачивающий раствор добавляли 10 % раствор гидроксида натрия до достижения рН среды 10,5. Затем в щелочной раствор добавляли раствор цианида натрия требуемой концентрации. Приготовленный раствор заливали в барабан аппарата и добавляли в него навеску гравитационного концентрата. Аппарат закрывали герметичной крышкой и размещали горизонтально на основании установки с вращающимися колесами, которая соединена с двигателем аппарата. Аппарат включался и начинался отчет времени. Продуктивный раствор отбирали каждые 6 часов для определения в нем содержания золота, серебра, меди и цинка. Раствор отбирался через специальный отвод в крышке аппарата, через который свободно поступал воздух. Раствор анализировали также на остаточную концентрацию цианида натрия и рН среды.

Для сравнения были проведены опыты выщелачивания гравииооконцентрата с концентрацией цианида натрия 20 г/дм^3 (2 %), широко применяемой в промышленных условиях [129, с. 67].



1 – реактор барабанного типа; 2 – двигатель; 3 – концентрат; 4 – раствор
а



б

Рисунок 35 – Схема (а) и общий вид (б) лабораторной установки барабанного типа

После завершения выщелачивания отфильтрованный раствор анализировали на содержание золота и основных сопутствующих элементов методом атомно-абсорбционной спектроскопии на приборе марки Savant АА.

Твердую фазу хвостов промывали водой, сушили и также анализировали на содержание золота пробирно-гравиметрическим методом.

Результаты опытов приведены в таблицах 41, 42 [128, с. 274].

Таблица 41 – Результаты интенсивного цианирования золотосодержащего гравитационного концентрата в аппарате барабанного типа

Наименование параметров и показателей	Показатели выщелачивания				
	1 (0,1)	1 (0,1)	3 (0,3)	5 (0,5)	20 (2)
Концентрация NaCN, г/дм ³ (%)					
Расход NaOH, кг/т	4,8	4,8	5,3	5,7	8,0
Содержание в жидкой фазе пульпы, мг/дм ³					
Au	12,2	12,3	12,3	12,3	12,4
Ag	2,20	2,90	2,79	2,60	2,35
Cu	48,0	44,6	42,6	43,8	66,0
Zn	5,70	5,29	4,80	3,55	5,60
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	4,33	4,35	4,40	4,33	3,90
Расчетное содержание Au в концентрате, г/т	77,53	78,15	78,20	78,13	78,30
Степень выщелачивания Au, %	94,42	94,43	94,37	94,46	95,02

Таблица 42 – Значения концентраций цианида натрия и pH среды в процессе интенсивного выщелачивания гравитационного концентрата в аппарате барабанного типа

Продолжительность выщелачивания, ч	Концентрация, %		NaOH, кг/т	pH	NaCN, кг/т	
	NaCN	Добавка NaCN			загрузка	расход
0		0,1	4,8	10,56		
24	0,074	0		10,35	6,00	1,56
0		0,1	4,8	10,58		
24	0,076	0		10,38	6,00	1,44
0		0,3	5,3	10,61		
24	0,250	0		10,40	18,00	3,00
0		0,5	5,7	10,62		
24	0,315	0		10,42	30,00	11,10
0		2,0	8,0	10,84		
24	1,370	0		10,40	120,00	37,80

Извлечение золота при концентрации цианида натрия 1-5 г/дм³ составляет 94,37-94,46 %, содержание золота в хвостах колеблется в пределах 4,33-4,40 г/т. При $C_{\text{NaCN}} = 20$ г/дм³ извлечение золота увеличивается до 95,02 %, при этом снижается содержание золота в хвостах до 3,90 г/т.

Кинетика растворения золота без добавления реагента-активатора показана на рисунке 36.

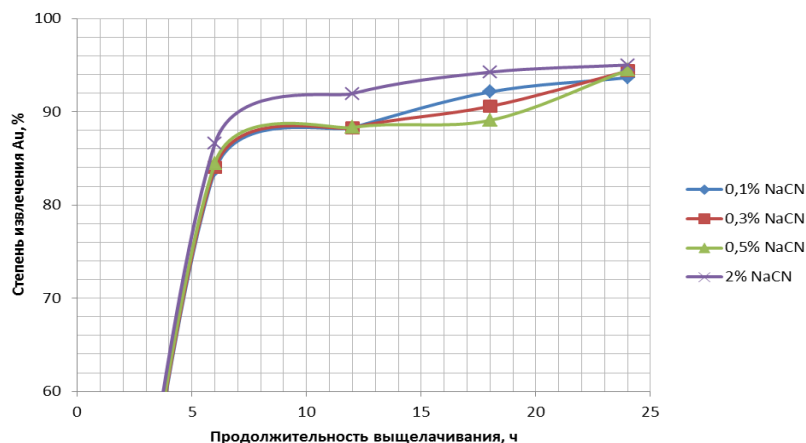


Рисунок 36 – Кинетика растворения золота при интенсивном выщелачивании в аппарате барабанного типа без присутствия реагента-активатора

Из рисунка 36 видно, что повышение концентрации цианида натрия не оказывает заметного влияния на извлечение золота. Только при повышении концентрации цианида натрия до 20 г/дм³ степень извлечения золота увеличивается незначительно. Но при этом существенно увеличивается расход цианида натрия, который является дорогостоящим реагентом.

Были проведены эксперименты с добавкой в раствор активатора уксусной кислоты. Расход уксусной кислоты поддерживали в пределах 1,5 и 3,0 кг/т. Опыты проведены в том же аппарате и в тех же условиях, что были описаны выше. Результаты опытов приведены в таблицах 43 и 44 [128, с. 274].

Таблица 43 – Результаты интенсивного цианирования гравитационного концентрата в присутствии уксусной кислоты в аппарате барабанного типа

Наименование параметров и показателей	Показатели выщелачивания					
	1 (0,1)		3 (0,3)		5 (0,5)	
Концентрация NaCN, г/дм ³ (%)	1,5	3,0	1,5	3,0	1,5	3,0
Расход CH ₃ COOH, кг/т	5,2	5,8	5,6	6,0	6,0	6,4
Содержание в жидкой фазе пульпы, мг/дм ³						
Au	13,7	12,4	12,7	13,1	12,8	12,2
Ag	2,54	2,63	2,50	2,60	2,70	2,11
Cu	34,7	32,2	35,1	34,1	33,3	28,1
Zn	2,70	1,75	1,14	1,01	2,20	1,97

Продолжение таблицы 43

Наименование параметров и показателей	Показатели выщелачивания					
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	3,80	3,90	3,83	3,85	3,83	3,70
Расчетное содержание Au в концентрате, г/т	86,00	78,30	80,03	82,45	80,63	76,90
Степень выщелачивания Au, %	95,58	95,02	95,21	95,33	95,25	95,19

Таблица 44 – Значения концентраций цианида натрия и pH среды в процессе интенсивного выщелачивания гравитационного концентрата в присутствии уксусной кислоты в аппарате барабанного типа

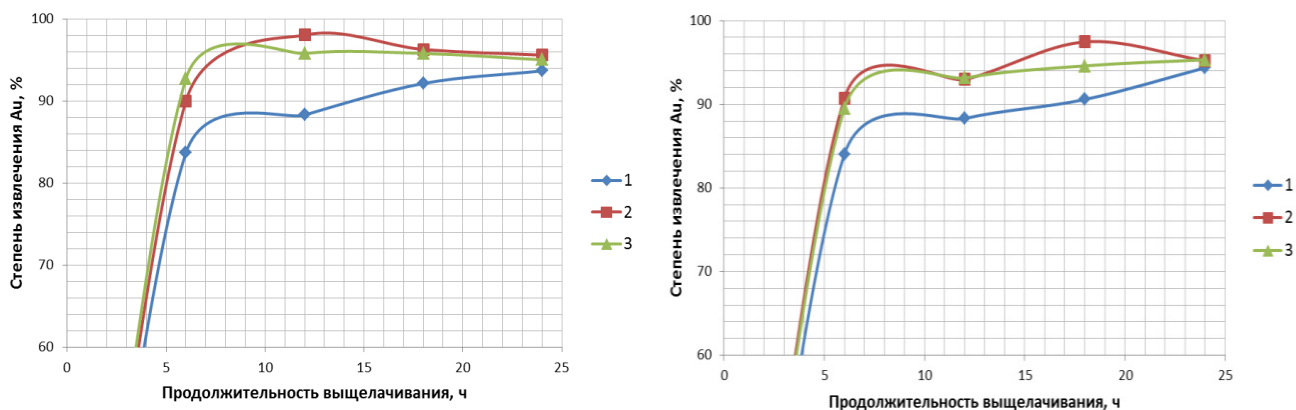
Продолжительность выщелачивания, ч	Концентрация, %		CH ₃ COOH, кг/т	NaOH, кг/т	pH	NaCN, кг/т	
	NaCN	Добавка NaCN				загрузка	расход
0		0,1	1,5	5,2	10,60		
24	0,062	0			10,41	6,00	2,28
0		0,1	3,0	5,8	10,62		
24	0,058	0			10,42	6,00	2,52
0		0,3	1,5	5,6	10,68		
24	0,186	0			10,44	18,00	6,84
0		0,3	3,0	6,0	10,75		
24	0,177	0			10,48	18,00	7,38
0		0,5	1,5	6,0	10,69		
24	0,315	0			10,47	30,00	11,10
0		0,5	3,0	6,4	10,76		
24	0,312	0			10,51	30,00	11,28

Из полученных данных видно, что извлечение золота из золотосодержащего гравеоконцентрата в аппарате барабанного типа при одинаковых концентрациях цианида натрия с добавкой реагента-активатора – уксусной кислоты превышало 95 %, а без добавки достигало 94,5 %. Зависимость степени извлечения золота от продолжительности процесса представлены на рисунке 37 [127, с. 35, 129, с. 67].

Следует отметить, что в присутствии реагента-активатора золото растворяется достаточно интенсивно, продолжительность процесса для полного растворения золота при этом составляет ~ 12 часов [127, с. 34], что сокращает

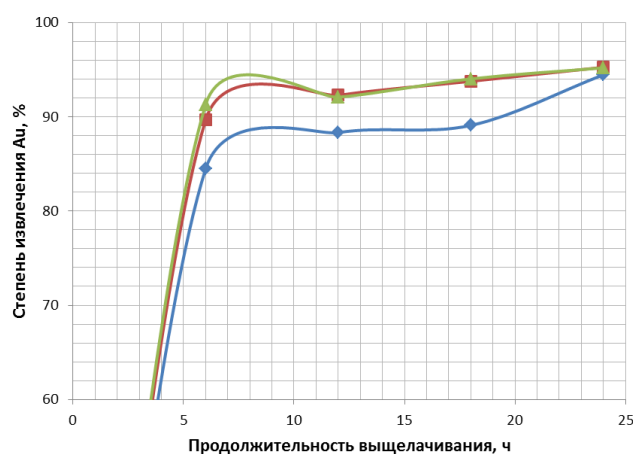
длительность процесса более чем в 2 раза по сравнению с выщелачиванием концентрата без присутствия реагента.

Установлено, что содержание золота в хвостах после интенсивного цианирования с использованием реагента-активатора ниже на 0,5-0,6 г/т, чем для процесса интенсивного цианирования без использования данного реагента.



a – $C_{\text{NaCN}} = 1 \text{ г/дм}^3 (0,1 \%)$

б – $C_{\text{NaCN}} = 3 \text{ г/дм}^3 (0,3 \%)$



в – $C_{\text{NaCN}} = 5 \text{ г/дм}^3 (0,5 \%)$

1 – без добавки реагента-активатора; 2 – с добавлением реагента-активатора 1,5 кг/т; 3 – с добавлением реагента-активатора 3,0 кг/т

Рисунок 37 – Зависимость степени извлечения золота цианидными растворами из гравитационного концентрата в присутствии реагента-активатора и без него от продолжительности процесса в аппарате барабанного типа

Продуктивные растворы после интенсивного цианидного выщелачивания гравитационного концентрата в аппарате барабанного типа были упарены, и выделившиеся кристаллы, были проанализированы рентгенодифрактометрическими методами и ИК-Фурье спектроскопией.

Результаты полуколичественного рентгенофазового анализа кристаллических фаз и дифрактограмма выделившихся кристаллов при упаривании продуктивного раствора, представлены на рисунке 38 и в таблице 45.

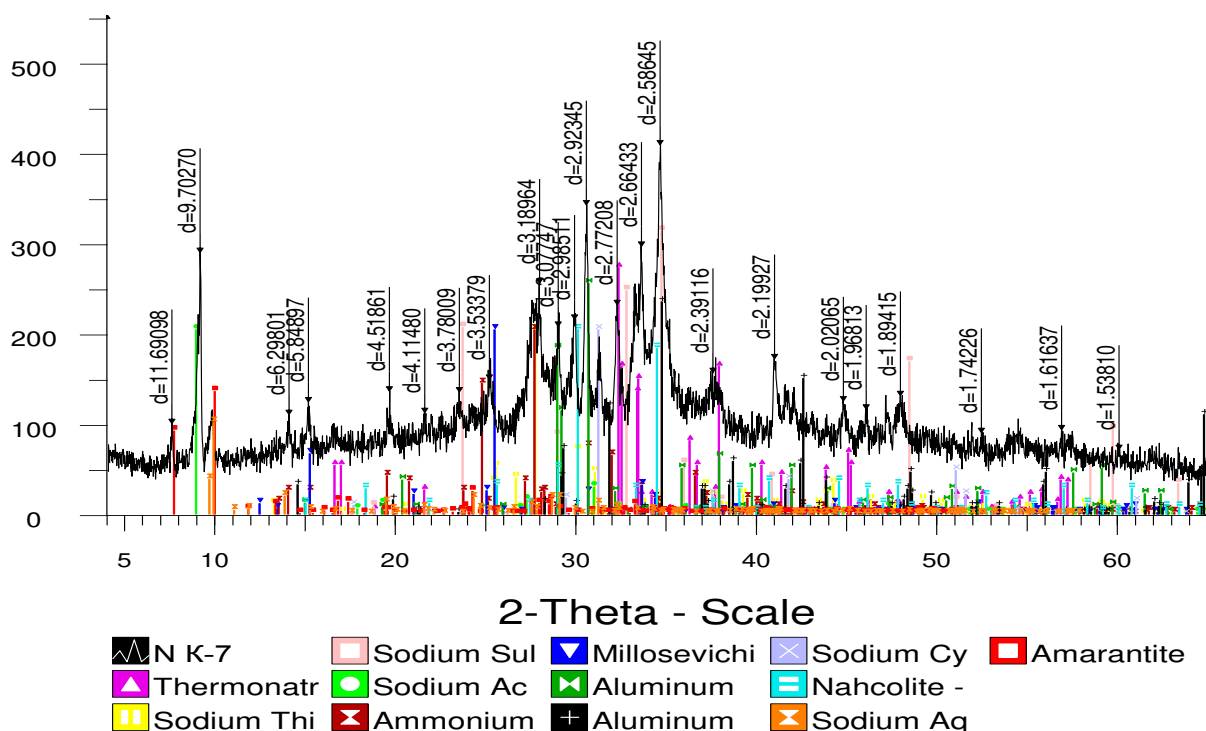


Рисунок 38 – Дифрактограмма кристаллов, выделенных при упаривании продуктивного раствора интенсивного цианирования в аппарате барабанного типа

Таблица 45 – Результаты полуколичественного рентгенофазового анализа кристаллической фазы, полученной при упаривании продуктивного раствора интенсивного цианирования в аппарате барабанного типа

Название фазы	Формула	Концентрация, %
Кристаллогидрат карбоната натрия	$\text{Na}_2\text{CO}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$	12,8
Тиоцианат натрия	NaSCN	11,6
Сульфит натрия	Na_2SO_3	9,8
Ацетат натрия	CH_3COONa	9,6
Нитрат аммония	NH_4NO_3	9,6
Сульфат алюминия	$\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3$	9,3
Титанат алюминия	$\text{Al}_2\text{Ti}_7\text{O}_{15}$	8,0
Оксид алюминия	Al_2O_3	7,4
Цианат натрия	NaOCN	7,2
Гидрокарбонат натрия	NaHCO_3	6,4
Гидроксид натрия	NaOH	4,6
Кристаллы гидрат сульфата железа	$\text{Fe}(\text{SO}_4)\text{OH}(\text{H}_2\text{O})_3$	3,8

Результаты полуколичественного рентгенофазового анализа кристаллической фазы, полученной при упаривании продуктивного раствора, показали наличие соли ацетата натрия. Наличие ацетатов примесных металлов затрудняется идентифицировать из-за наложения дифракционных рефлексов.

ИК-спектр кристаллической фазы, выделенной при упаривании продуктивного раствора приведены на рисунке 39. Отнесение полос поглощения спектра приведено в таблице 46.

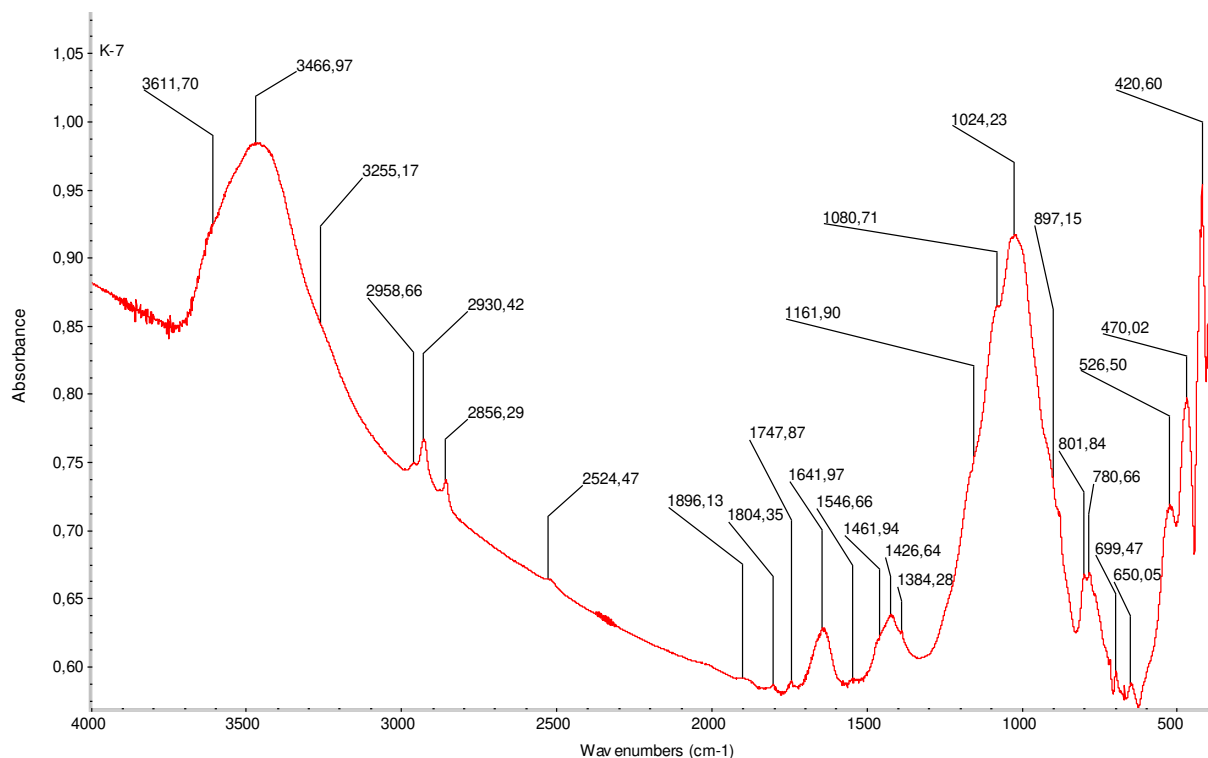


Рисунок 39 – Инфракрасный спектр кристаллов, выделенных при упаривании продуктивного раствора интенсивного цианирования в аппарате барабанного типа

Таблица 46 – Отнесение основных полос поглощения в спектрах образца полученного при упаривании продуктивного раствора интенсивного цианирования в аппарате барабанного типа

Полосы поглощения, см ⁻¹	Отнесение полос
3612	Валентные колебания ОН – групп свободной воды
3467	Валентные колебания ОН – групп, связанных водородной связью
3255	Валентные колебания ОН – групп кристаллизационной воды
2959,2930, 2856	Валентные колебания С-Н в группах –СН ₂ , СН ₃
1896, 1804	Природа полос не выяснена, возможно, это обертоны
1748	Валентные колебания групп –С=О в уксусной кислоте (мономер)
1642, 526	Деформационные колебания ОН – групп
1461, 1384	Деформационные колебания С-Н в группах –СН ₂ , СН ₃

Продолжение таблицы 46

Полосы поглощения, см ⁻¹	Отнесение полос
700, 650	Вне плоскостные деформационные колебания С-Н в группах –CH ₂ , CH ₃
1427	Валентные колебания групп –COO⁻ в ацетатах металлов
1162, 1081, 1024, 897	В этой области находятся валентные колебания групп Al-O в оксидах и гидроксидах алюминия
802, 781	В этой области находятся деформационные колебания групп Al-O в оксидах и гидроксидах алюминия
470, 420	Валентные колебания групп М-О, где М - переходной металл. Наиболее вероятно - Fe

Из результатов ИК-Фурье спектроскопии (рисунок 39, таблица 46) осадков, полученных после упаривание продуктивного раствора, видно присутствие ацетатов металлов-примесей при волновых числах 1427 см⁻¹.

На основании экспериментальных исследований найдено, что процесс интенсивного цианирования золотосодержащего концентрата в аппаратах конусного и барабанного типов проходит успешно. Тем не менее, скорость выщелачивания золота в аппарате барабанного типа выше в 1,5 раз, чем в аппарате конусного типа [129, с. 67]. Добавка в цианидный раствор в качестве реагента-активатора уксусной кислоты существенно улучшает скорость растворения золота.

6.3 Результаты укрупненно-лабораторных испытаний способа переработки золотосодержащих концентратов с применением уксусной кислоты в качестве реагента-активатора

Нами проведены укрупненно-лабораторные испытания интенсивного цианирования золотосодержащих гравииконцентратов в аппарате барабанного типа (реактор ILR Gekko) с добавлением реагента-активатора в оптимальных условиях, представленных в разделе 6.2.2.

Аппарат барабанного типа имел следующие характеристики: диаметр барабана – 180 мм; длина барабана – 412 мм; полный объем барабана – 10,48 дм³; полезный рабочий объем барабана – 3,15 дм³; скорость вращения барабана агитатора – 4,5 об/мин.

Условия испытаний поддерживали следующими: масса гравииконцентрата – 500 г, объем выщелачивающего раствора – 3 дм³; Т:Ж = 1:6; время выщелачивания – 24 часа; концентрация цианида натрия – 1 г/дм³ (0,1 %); расход уксусной кислоты – 1,5 кг/т. Для поддержания необходимого значения рН добавляли NaOH.

Результаты укрупненно-лабораторных испытаний приведены в таблицах 47 и 48.

Таблица 47 – Результаты укрупненно-лабораторных испытаний интенсивного цианирования гравитационных концентратов, проводимого в аппарате барабанного типа

Наименование параметров и показателей	Показатели выщелачивания	
	1 опыт	2 опыт
Содержание Au в жидкой фазе пульпы, мг/дм ³	14,4	13,0
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	3,80	3,65
Расчетное содержание Au в концентрате, г/т	90,20	81,65
Степень выщелачивания Au, %	95,79	95,53

Таблица 48 – Значения концентраций цианида натрия в выщелачивающем растворе и pH среды в процессе интенсивного выщелачивания гравитационного концентрата в аппарате барабанного типа в условиях укрупненно-лабораторных испытаний

Продолжительность выщелачивания, ч	Концентрация, %		CH ₃ COOH, кг/т	NaOH, кг/т	pH	NaCN, кг/т	
	NaCN	Доб. NaCN				загрузка	расход
1 опыт							
0		0,1	1,5	5,6	10,82		
24	0,055	0			10,44	6,00	2,70
2 опыт							
0		0,1	1,5	5,5	10,78		
24	0,056	0			10,42	6,00	2,64

Результаты укрупненно-лабораторных испытаний по интенсивному цианидному выщелачиванию гравитационного концентрата с применением в качестве реагента-активатора уксусной кислоты полностью подтвердили данные, полученные ранее. Степень извлечения золота составила 95,53-95,79 %, содержание золота в хвостах процесса – 3,65-3,80 г/т.

Разработанный способ переработки золотосодержащих концентратов с применением уксусной кислоты в качестве реагента-активатора для интенсивного цианирования золота представляет большой интерес для промышленного производства переработки золотосодержащих сульфидных руд рудника Райгородок и других аналогичных производств. По результатам испытаний получен акт о проведении укрупненно-лабораторных испытаний, приведенный в Приложении В. Предлагаемый способ рекомендован для его проверки в опытно-промышленных испытаниях.

Для переработки первичных руд Северного и Южного участков месторождения Райгородок рекомендована, как наиболее эффективная, комбинированная технология, включающая гравитационное обогащение измельченной руды и гидрометаллургическую переработку гравитационного

концентрата и хвостов гравитации, обеспечивающая высокие показатели по извлечению золота (рисунок 40).

На основании полученных результатов укрупненно-лабораторных испытаний проведена его экономическая оценка в сравнении с данными существующей технологии по интенсивному цианированию золота, известной в золотоизвлекательной промышленности.

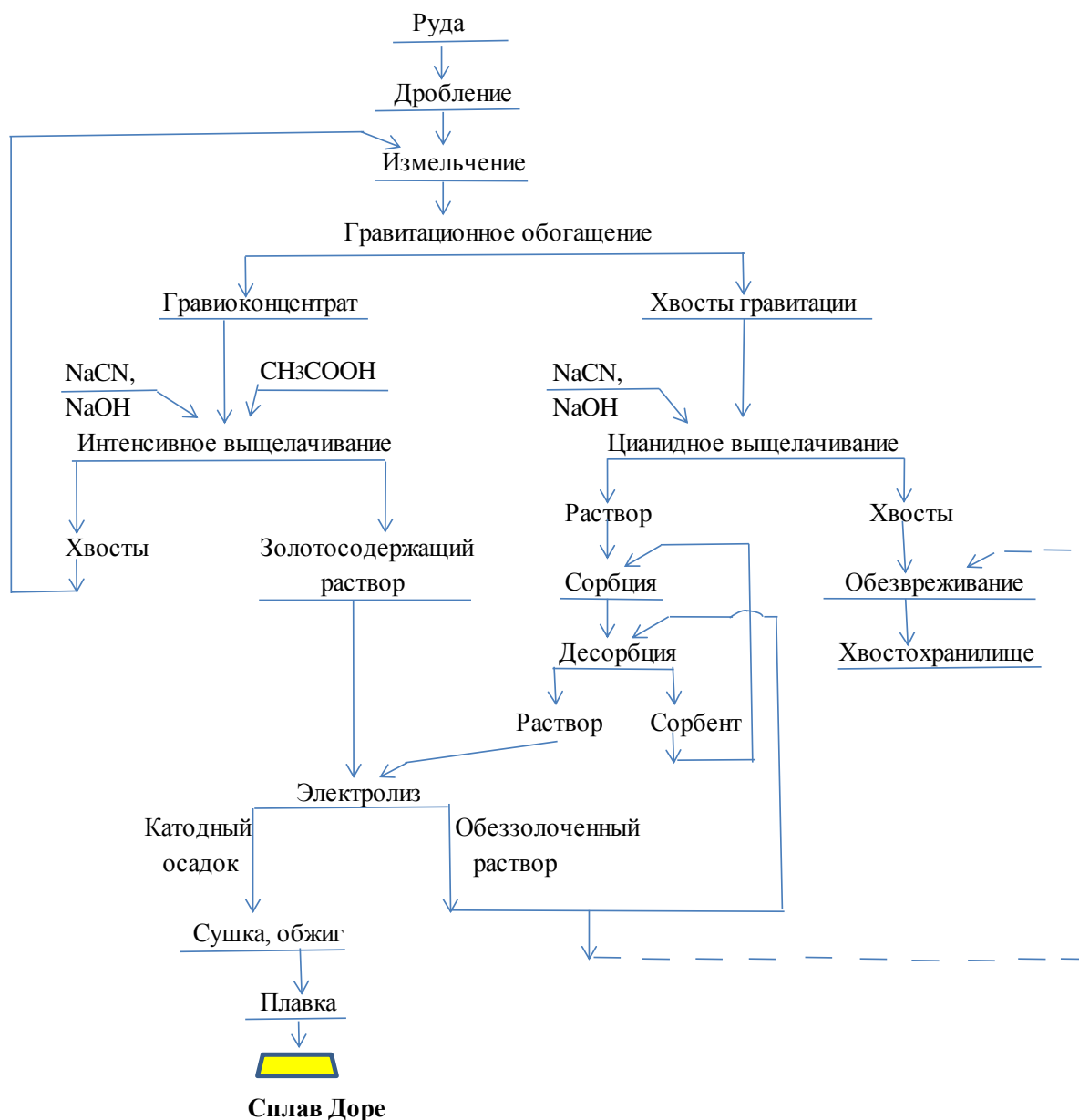


Рисунок 40 – Рекомендуемая технологическая схема переработки руды месторождения Райгородок

6.4 Экономическая оценка процесса интенсивного цианирования золотосодержащих гравитационных концентратов в присутствии уксусной кислоты

Для оценки рентабельности предлагаемой технологии были выполнены расчеты экономических показателей по извлечению золота из гравитационных концентратов на примере золотоизвлекательной фабрики (ЗИФ) по переработке руды месторождения Райгородок. Планируемая годовая производительность ЗИФ – 2 млн. тонн руды в год, выпуск гравитационного концентрата составит 700 тонн в год [135], среднее содержание золота в концентрате 84,5 г/т.

В процессе испытаний интенсивного цианирования извлечение золота по предлагаемому способу при низкой концентрации цианида натрия с применением уксусной кислоты было несколько выше ($\varepsilon = 95,66\%$), чем при использовании известного способа при высокой концентрации цианида натрия и с применением реагента LeachWell ($\varepsilon = 95,02\%$) (таблица 49).

Таблица 49 – Баланс по золоту при переработке 1 тонны гравитационного концентрата

№ п/п	Наименование продукта	Масса, кг	Содержание Au, г/т	Масса Au, г	Распределение Au, %
1. Интенсивное цианидное выщелачивание гравитационного концентрата в присутствии LeachWell					
1.1	Вход:				
	Гравиоконцентрат	1000,0	84,50	84,50	100,00
	Всего			84,50	100,00
1.2	Выход:				
	Продуктивный раствор	6000,0	13,38	80,29	95,02
	Хвосты цианирования	1000,0	4,21	4,21	4,98
	Всего			84,50	100,00
2. Интенсивное цианидное выщелачивания гравитационного концентрата в присутствии уксусной кислоты					
2.1	Вход:				
	Гравиоконцентрат	1000,0	84,50	84,50	100,00
	Всего			84,50	100,00
2.2	Выход:				
	Продуктивный раствор	6000,0	13,47	80,83	95,66
	Хвосты цианирования	1000,0	3,67	3,67	4,34
	Всего			84,50	100,00

Прирост извлечения золота составил 0,64 %, что в фактически соответствует извлечению 0,54 г золота из одной тонны гравитационного концентрата, или – 378 г золота в год. При цене 1 г золота 35 долларов США прибыль составит 13230 долларов или 4630,5 тыс. тенге (1 доллар 350 тенге).

Кроме того, при использовании предлагаемого способа расход цианида натрия существенно снижается. В таблице 50 приведен расчет стоимости

расходов на цианид натрия и реагенты-активаторы в расчете на 1 тонну концентрата.

Таблица 50 – Стоимость реагентов на переработку 1 тонны гравитационного концентрата

№ п/п	Наименование	Расход, кг/т	Цена за кг, доллар	Цена за кг, тенге	Сумма, тенге
Интенсивное цианидное выщелачивание гравитационного концентрата в присутствии LeachWell					
1	Цианид натрия	37,8	3,00	1050,0	39690,0
2	LeachWell	1,0	40,0	14000,0	14000,0
Интенсивное цианидное выщелачивания гравитационного концентрата в присутствии уксусной кислоты					
1	Цианид натрия	2,67	3,00	1050,0	2803,5
2	Уксусная кислота	1,50	1,43	500,0	750,0
Примечание – Принят курс доллара (США) 1 \$ = 350,0 тенге					

Расчет экономической эффективности по переработке гравитационного концентрата с применением уксусной кислоты, в сравнении с известным способом интенсивного выщелачивания по учтенным затратам реагентов приведен в таблице 51.

Таблица 51 – Эффективность планируемого производства по переработке 700 тонн в год золотосодержащего гравитационного концентрата

Наименование показателей	Показатели			
	Известный способ		Предлагаемый способ	
	на 1 тонну концентрата	на 700 тонн концентрата	на 1 тонну концентрата	на 700 тонн концентрата
Стоимость цианида натрия, тыс. тенге	39,69	27783,0	2,803	1962,1
Сокращение расходов на цианид натрия, тыс. тенге в год		–		25820,9
Стоимость реагента-активатора, тыс. тенге	14,0	9800,0	0,75	525,0
Сокращение расходов на реагент-активатор, тыс. тенге в год		–		9275,0
Итого, сокращение расходов на реагенты, тыс. тенге в год		–		35095,9

Общая ожидаемая годовая экономическая эффективность $Q_{\text{общ}}$ предлагаемого способа рассчитывается:

$$Q_{\text{общ.}} = Q_1 + Q_2, \quad (50)$$

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

Q_2 – прибыль, полученная за счет сокращения расхода реагентов, тыс. тенге в год.

$$Q_{\text{общ.}} = 4630,5 + 35095,9 = 39726,4 \text{ тыс. тенге в год.}$$

Таким образом, ожидаемая годовая экономическая эффективность разработанного способа при переработке 700 тонн гравитационного концентрата составит более 39 миллионов тенге.

Выводы по 6 главе

– проведенные исследования по определению оптимального расхода уксусной кислоты (0,75-3 кг/т) как реагента-активатора позволили установить, что при расходе уксусной кислоты 1,5-3 кг/т достигается выщелачивание благородного металла > 95 % и уменьшается потери золота с хвостами < 4 г/т. Уменьшение расхода реагента-активатора приводит к значительным потерям золота с нерастворимыми остатками. Так, при расходе уксусной кислоты 0,75 кг/т концентрация золота в хвостах процесса достигает 4,05 г/т;

– для изучения условий проведения интенсивного цианидного выщелачивания золотосодержащего гравитационного концентрата были использованы аппараты конусного типа Asacia и барабанного типа ILR Gekko. Установлено, что результаты интенсивного цианирования золотосодержащего концентрата в обоих аппаратах сопоставимы. Степень извлечения золота из гравитационного концентрата в присутствии уксусной кислоты растворами цианида натрия концентрации 1-5 г/дм³ составляет более 95 %, содержание золота в хвостах выщелачивании находится в пределах 3,48-3,90 г/т (уменьшается на 0,5-1,3 г/т по сравнению с хвостами процесса выщелачивании без использования данного реагента). Массообмен в аппарате барабанного типа протекает более интенсивно, что позволяет значительно сократить продолжительность процесса по сравнению с операцией, проводимой в аппарате конусного типа. При увеличении концентрации цианида натрия до 20 г/дм³ (2 %), которая широко применяется в промышленности золота, без присутствия реагента-активатора, степень извлечения золота также составляет 95 %. Однако при этом существенно увеличивается расход цианида натрия, который является дорогостоящим реагентом;

– методами полуколичественного рентгенофазового анализа и ИК-Фурье спектроскопии, установлено наличие в кристаллах, полученных при упаривании продуктивного раствора после интенсивного цианирования, солей

уксусной кислоты, что подтверждает разрушение сульфидных пленок и продуктов их разложения, блокирующих поверхность крупинок золота, реагентом-активатором;

– на основании проведенных исследований разработана и проверена в укрупненном лабораторном масштабе технология интенсивного цианирования золотосодержащего гравитационного концентрата. По результатам испытаний получен соответствующий акт. Предлагаемый способ рекомендован для его проверки в опытно-промышленных испытаниях. Ожидаемая экономическая эффективность предлагаемой технологии переработки гравитационных концентратов, рассчитанная при условии переработки 700 тонн в год гравитационного концентрата цианидными растворами ($C_{\text{NaCN}} = 1 \text{ г/дм}^3$ или 0,1 %) в присутствии уксусной кислоты в сравнении с известным способом интенсивного цианирования ($C_{\text{NaCN}} = 20 \text{ г/дм}^3$ или 2 %) по учтенным затратам реагентов составит более 39 миллионов тенге.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Краткие выводы по результатам диссертационных исследований

1) Анализ научно-технической и патентной литературы по современному состоянию золотоизвлекательной отрасли показал, что практически все известные технологии переработки золотосодержащего сырья предусматривают использование гравитационных методов обогащения с целью выделения свободного крупного, среднего и мелкого золота. Одним из эффективных способов переработки золотосодержащих гравитационных концентратов является процесс интенсивного цианирования, позволяющий достигнуть высокого извлечения золота за приемлемое время. В известных технологиях интенсивного цианирования, проводимых в специальных аппаратах типа Asacia и ILR Gekko, используются щелочные растворы с высокой концентрацией цианида натрия (20-40 г/дм³) в присутствии окислителей и химических реагентов, интенсифицирующих выщелачивание благородных металлов. Повышение эффективности цианидного выщелачивания путем введения в систему реагентов активаторов достигается в результате растворения пассивирующих пленок на поверхности крупинки золота. Поиск химически активного реагента активатора, повышающего степень извлечения ценного металла в продуктивные растворы, значительно сокращающего продолжительность операции выщелачивания, отличающегося экономической доступностью, снижающего вредное воздействие на окружающую среду, является важной технологической задачей производства золота.

2) На основании имеющихся литературных сведений и проведенного термодинамического анализа с использованием программы термодинамических расчетов HSC Chemistry 8.0 компании Outokumpu Technology Engineering Research была установлена вероятность влияния в щелочной цианидной системе в окислительной среде уксусной кислоты на растворение соединений, пассивирующих поверхность золота.

Сделано предположение о механизме выщелачивания золота в щелочной цианистой среде в присутствии окислителя, следующий:

– взаимодействие сульфидных рудных минералов с цианидно-щелочным раствором с образованием соединений, блокирующих поверхность благородного металла и препятствующих растворению золота;

– в присутствии уксусной кислоты происходит ее взаимодействие со щелочью и образующимися соединениями примесных металлов, пассивирующих поверхность золота, с образованием растворимых ацетатов металлов. Образование при этом ацетатных соединений подтверждено результатами рентгенофазового анализа и метода ИК-Фурье спектроскопии осадков, выделенных при упаривании продуктивных цианидных золотосодержащих растворов;

– в результате этого расширение межзеренных границ соединений, блокирующих поверхность золота, рост пор, трещин и увеличение доступа растворителя к поверхности золота.

Значение полученных кинетических параметров процесса цианидного выщелачивания золота в присутствии уксусной кислоты ($n_{Au} = 0,1$, $E_A = 1,53$ кДж/моль) в условиях, приближенных к оптимальным, свидетельствуют о многостадийности процесса и преобладании диффузионного режима при его протекании. Следовательно, процесс необходимо проводить в условиях интенсивного массообмена.

Методом полного факторного эксперимента получена математическая модель процесса цианидного выщелачивания золотосодержащего гравитоконцентрата в присутствии уксусной кислоты, адекватно описывающая процесс.

3) Анализ состава золотосодержащих руд месторождения Райгородок Республики Казахстан, выбранного в качестве объекта исследований, показал, что промышленно ценным компонентом является только золото, которое находится в виде крупных и мелких зерен. Минералогический анализ руд определил наличие пирита, магнетита, гематита, халькопирита, а также преобладание нерудных составляющих кварца, альбита, кальцита, тремолита, амфибола и доломита.

4) Изучена гравитационная обогатимость руд месторождения Райгородок. Установленный химический и минералогический состав гравитационного концентрата показал, что он состоит, главным образом из сульфидных минералов, которые при цианидном выщелачивании окисляясь будут способствовать пассивации поверхности крупинки золота.

5) Изучено цианидное выщелачивание золота из исходных руд и хвостов гравитации, результаты которого подтвердило наличие свободного золота, доступного для растворения. При цианидном выщелачивании гравитационного концентрата было установлено, что увеличение концентрации цианида натрия более 1 г/дм^3 не оказывает значительного влияния на показатели извлечения золота из гравитационного концентрата.

6) Сравнение результатов интенсивного цианирования золотосодержащего гравитационного концентрата, проводимых в аппаратах конусного и барабанного типов, показало, что и в том, и другом случае степень извлечения золота из гравитационного концентрата растворами цианида натрия концентрации $1-5 \text{ г/дм}^3$ в присутствии уксусной кислоты достигает $> 95 \%$, а содержание золота в нерастворимых хвостах колеблется в пределах $3,48-3,90 \text{ г/т}$, т.е. уменьшается на $0,5-1,3 \text{ г/т}$, по сравнению с содержанием золота в нерастворимых остатках при выщелачивании без присутствия уксусной кислоты. Однако массообмен в аппарате барабанного типа протекает более интенсивно, что позволяет сократить продолжительность процесса в $1,5$ раза по сравнению с операцией, проводимой в аппарате конусного типа.

7) На основании проведенных исследований разработана и проверена в укрупненном лабораторном масштабе технология интенсивного цианирования

золотосодержащего гравитационного концентрата, обеспечивающая высокие показатели по извлечению золота: степень извлечения золота составила 95,53-95,79 %, содержание золота в нерастворимых хвостах – 3,65-3,80 г/т.

Разработанный способ переработки золотосодержащих концентратов с применением уксусной кислоты в качестве реагента-активатора для интенсивного цианирования золота представляет большой интерес для промышленного производства переработки золотосодержащих сульфидных руд рудника Райгородок и других аналогичных производств. Предлагаемый способ рекомендован для дальнейших опытно-промышленных испытаний. По результатам испытаний получен соответствующий акт (Приложение В).

На основании полученных результатов укрупненно-лабораторных испытаний проведена его экономическая оценка в сравнении с данными существующей технологии по интенсивному цианированию золота, известной в золотоизвлекательной промышленности.

Ожидаемая экономическая эффективность предлагаемой технологии, рассчитанная при условии переработки 700 тонн в год гравитационного концентрата цианидными растворами ($C_{\text{NaCN}} = 1 \text{ г/дм}^3$ или 0,1 %) в присутствии уксусной кислоты в сравнении с известным способом интенсивного цианирования ($C_{\text{NaCN}} = 20 \text{ г/дм}^3$ или 2 %) по учтенным затратам реагентов, составит более 39 миллионов тенге.

Оценка полноты решения поставленных задач

В результате проведения научно-исследовательской работы полностью решены поставленные задачи, разработана технология переработки сульфидной золотосодержащей руды, включающая гравитационное обогащение измельченной руды и гидрометаллургическую переработку гравитационного концентрата и хвостов гравитации. Интенсивное выщелачивание гравитационных концентратов проводят с использованием уксусной кислоты в качестве реагента-активатора при концентрации цианида натрия, не превышающий 5 г/дм^3 (0,5 %).

Рекомендации и исходные данные по конкретному использованию результатов

По результатам испытаний получен акт о проведенных укрупненно-лабораторных испытаниях способа переработки золотосодержащих концентратов с применением уксусной кислоты в качестве реагента-активатора. Предлагаемый способ переработки золотосодержащих концентратов с применением уксусной кислоты в качестве реагента-активатора для интенсивного цианирования золота рекомендован для дальнейших опытно-промышленных испытаний. Разработанный способ представляет большой интерес для промышленного производства переработки золотосодержащих сульфидных руд рудника Райгородок и других аналогичных производств.

Оценка технико-экономической эффективности внедрения

Выполненный ориентировочный расчет ожидаемой экономической эффективности, достигнутой при переработке 700 тонн в год гравитационного концентрата методом интенсивного цианирования ($C_{\text{NaCN}} = 1 \text{ г/дм}^3$) с

применением в качестве реагента-активатора уксусной кислоты, в сравнении с известным способом интенсивного цианидного выщелачивания ($C_{\text{NaCN}} = 20 \text{ г/дм}^3$) с применением в качестве реагента-активатора LeachWell по учтенным затратам реагентов, составит более 39 миллионов тенге.

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

Оценка научного уровня выполненной работы в сравнении с лучшими достижениями в данной области проведена на основании патентно-информационного поиска по теме «Разработка технологии извлечения золота из сульфидных руд с использованием реагента-активатора при интенсивном цианировании». Выбор индекса классификации и глубина патентного поиска в 10 лет по направлению исследований обеспечили надежность и достоверность анализа информационных материалов (Приложение А). В результате проведенного поиска установлено, что научный уровень выполненной работы диссертационной работы обладает новизной и соответствует мировому техническому уровню и тенденциям развития технологии комплексной переработки минерального сырья.

Выполненный анализ литературных источников и результатов исследований позволяет сделать вывод о том, что диссертационная работа соответствует современному научно-техническому уровню.

В диссертационной работе теоретически обоснована и практически проверена технология извлечения золота из гравитационных концентратов интенсивным цианированием с использованием эффективного реагента-активатора, которая обладает новизной и отвечает тенденциям развития золотодобывающего производства Республики Казахстан.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

- 1 Смирнов С. Мы заплатим золотом. Отраслевой обзор // Kazakhstan Business Magazine. Mining & Metals Guide. – 2017. – С. 40-43. // Электронный ресурс. <http://www.investkz.com/journals/116/1613.html>
- 2 Michael E. Wilson, Elena Lee. Kazakhstan's Gold Mining Sector and the New Regulation on Gold Sales // Alchemist issue sixty six. – 2012. – P. 12-15.
- 3 Буленбаев М.Ж. Разработка технологии извлечения золота из упорного золотосодержащего сырья: диссертация на соискание ученой степени доктора философии: 6D070900. – Алматы, 2015. – С. 13-14. – № 0615PK00018.
- 4 Верховин С.С. Золотодобывающая промышленность Казахстана // Электронный ресурс. <http://zolotodb.ru/news/11194>
- 5 Захаров Б.А., Меретуков М.А. Золото: упорные руды. – М.: Руда и Металлы, 2013. – С. 151-300.
- 6 Чекушин В.С., Олейников Н.В. Переработка золотосодержащих рудных концентратов // Известия Челябинского научного центра. – 2005. – №4 (30). – С. 94-101.
- 7 Меретуков М.А. Золото: химия, минералогия, металлургия. – М.: Руда и Металлы, 2008. – 520 с.
- 8 Campbell J. & Watson B. Gravity Leaching with the ConSep ACACIA – Results from AngloGold Union Reefs // Eighth Mill Operators Conference. – Townsville, Australia. 2003. – P. 167-175.
- 9 Gravity leaching the Acacia reactor. // Электронный ресурс. <http://knelsongravity.xplorex.com/sites/knelsongravity/files/reports/report36s.pdf>
- 10 Царьков В.А. Опыт работы золотоизвлекательных предприятия мира. – М.: Руды и Металлы, 2004. – С. 15-74.
- 11 InLine Leach Reactor. // Электронный ресурс. <http://www.gekkos.com/equipment/inline-leach-reactor>
- 12 Longley R., McCallum A., Katsikaris N. Intensive cyanidation: onsite application of the InLine Leach Reactor to gravity gold concentrates // Minerals Engineering. – 2003. – Vol. 16. – P. 411-419. DOI: 10.1016/S0892-6875(03)00054-2.
- 13 Меретуков М.А. Развитие процесса интенсивного цианирования золотосодержащих гравитационных концентратов // Цветные металлы. – 2005. – №2. – С. 39-42.
- 14 Altynalmas АК JSC. Investment memorandum. – Almaty. 2015. // Электронный ресурс. http://www.kase.kz/files/emitters/ALMS/almsf7_2015.pdf
- 15 Плаксин И.Н. Металлургия благородных металлов. – Москва, 1958. – С. 51-183.
- 16 Чугаев Л.В. Металлургия благородных металлов. – М.: Металлургия, 1987. – С. 34-103.
- 17 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. DOI: 10.1016/j.hydromet.2005.08.002.

18 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.

19 Золотой стандарт RG Gold. Лидер отрасли // Kazakhstan Business Magazine. Mining & Metals Guide. – 2017. – С. 44-46. // Электронный ресурс. <http://www.investkz.com/journals/116/1614.html>

20 Государственная Программа индустриально-инновационного развития Республики Казахстан на 2015-2019 гг. // Электронный ресурс. <http://mid.gov.kz/ru/pages/gosudarstvennaya-programma-industrialno-innovacionnogo-razvitiya-respubliki-kazahstan-na-0>

21 Пат. № 2458162 (RU) Способ извлечения золота из гравитационных концентратов / Дроздов С.В., Проскуракова И.А. – опубл. 10.08.2012.

22 Пат. № 2522921 (RU) 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.

23 Пат. № 27335 (KZ) Способ цианирования золотосодержащих руд и концентратов / Якунин А.И. – опубл. 16.09.2013.

24 Пат. № 2168555 (RU) Способ и устройства для выщелачивания богатых золотосодержащих концентратов / Рубцов Ю.И., Краснов А.В., Краснов С.А., Ульданов Ю.Ю., Зонтов П.Б. – опубл. 10.06.2001.

25 Pat. № 8821613 (US) Method for thiosulfate leaching of precious metal-containing materials / Ji Jinxing, Fleming Christopher Andrew, West-Sells Paul George, Hackl Ralph Peter. – Sep 2, 2014.

26 Pat. № 8388730 (US) Process of leaching gold / Nippon Mining & Metals Co., Abe Yoshifumi, Hosaka Hiroshi, Takebayashi Kazuaki, Ishiguro Yasunari, Yoshimura Akira. – Mar 5, 2013.

27 Pat. № 2017/072411 (WO) Method for recovering gold / Outotec (Finland) Oy., Lundström Mari, Ahtiainen Riina, O'callaghan John. – May 4, 2017.

28 Pat. № 2011/154607 (WO) Method of gold leaching / Csicsovszki Gabor, Salminen Justin. – Dec 15, 2011.

29 Гучетль И.С., Друкер Е.Я., Барышников И.Ф. Переработка упорных золотосодержащих руд и концентратов. – М.: Цветметинформация, 1972. – 60 с.

30 Евдокимов А.В. Исследование процесса интенсивного цианирования золотосодержащих гравитационных концентратов: диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук: 05.16.02. – Иркутск, РФ, 2012. – С. 9-85. – № Д 212.073.02.

31 Стоимость и запасы золота в мире. Аналитика // Электронный ресурс. <http://ria.ru/infografika/20110824/422749631.html> 24.08.2011.

32 Soos A. Gold Mining Boom Increasing Mercury Pollution Risk // Электронный ресурс. <http://oilprice.com/Metals/Gold/Gold-Mining-Boom-Increasing-Mercury-Pollution-Risk.html> 06.01.2011.

33 Metals Focus Gold Focus 2016. – London. 2016. – P. 15-19. // Электронный ресурс. <http://info.sharpsixley.com/uploads/GoldFocus2016.pdf>

- 34 Доклад Thomson Reuters GFMS Gold Survey 2017 // Электронный ресурс. <https://mr-andynet.livejournal.com/125075.html> 27.07.2017.
- 35 Altyntau Kokshetau // Электронный ресурс. www.altyntau.com.
- 36 Бекзатов А. Золото Казахстана: краткий обзор // Журнал «Kazakhstan». – № 1, 2004. // <http://www.investkz.com/journals/38/236.html>
- 37 Kazakhmys PLC. Annual Report and Financial Statements for 2013 // Электронный ресурс. http://www.kazminerals.com/pdf/ara_2013_ru.pdf
- 38 Surimbayev B.N., Baikonurova A.O., Bolotova L.S. Prospects for the development of the process of intensive cyanidation of gold-containing products in the Republic of Kazakhstan // News of the National academy of sciences of the Republic of Kazakhstan. Series of geology and technical sciences. – 2017. – Vol. 4, № 424. – P. 133-141.
- 39 Стрижко Л.С. Металлургия золота и серебра: учебное пособие для вузов. – Москва, 2001. – С. 27-36.
- 40 Романтеев Ю.П. Metallurgy благородных металлов: учебное пособие. – Москва, 2007. – С. 17-22.
- 41 Пат. № 2318887 (RU) Способ извлечения золота из руд / Совмен В.К., Гуськов В.Н., Кузина З.П., Дудко И.С., Малыхин Е.В., Гизатулин Е.В. – опубл. 10.03.2008.
- 42 Лодейщиков В.В. и др. Техника и технология извлечения золота из руд за рубежом. – М.: Metallurgy, 1973. – С. 154-288.
- 43 Меретуков М.А. Золото: зарождение горного дела, металлургии и технологии. – М.: Руда и Металлы, 2008. – 180 с.
- 44 Захаров Б.А., Малинский Р.А., Манцевич М.И. // Цветные металлы. – 2004. – № 1. – С. 10-13.
- 45 Veillette G.H. Developing a property offshore: the Omai Gold Mines story // CIM Bull. – 1995. – Vol. 88, № 993. – P. 53-58.
- 46 Carter R.A. Fort Knox banks on a golden future // Engineering & Mining Journal. – 1997. – Vol. 198, № 8. – P. 34-37.
- 47 Folinbee J.A., Hewitt B. Gravity concentration at Campbell Mine // SME, Denver Preprint. – 1997. – P. 36.
- 48 Дементьева Н.А., Бывальцев В.Я. Флотационные и гравитационные методы доводки золотосодержащих концентратов // Известия Вузов: Цветная металлургия. – 1999. – № 5. – С. 12-15.
- 49 Кучерский Н.И., Толстов Е.А., Михин О.А. и др. Гидрометаллургическому заводу №2 Новойского ГМК – 30 лет // Цветные металлы. – 1999. – № 7.
- 50 Роджерс Т. Золотодобывающее предприятие «Кумтор» – флагман горной промышленности Кыргызстана // Горный журнал. – 2001. – № 11.
- 51 Homeniuk L. Kumtor Gold Project, Kyrgyz Republic // CIM Bull. – 2000. – Vol. 93, № 1038. – P. 67-73.
- 52 Mogilevskii R., Abdrazakova N., Chalbasova S., Uca I. The Impact of Kumtor Gold Mine on the Economic and Social Development of the Kyrgyz

Republic // Bishkek: University of Central Asia. 2015.
DOI: 10.13140/RG.2.2.16487.44967.

53 White L. Newmont Gold: Corporate direction following the Newmont - Santa Fe merger // Engineering & Mining Journal. – 1997. – P. 16.

54 Newmont: a major player in Indonesia // Engineering & Mining Journal. – 2002. – Vol. 203, Issue 3. – P. 38.

55 Пат. № 2033446 (RU) Способ переработки упорных серебро-, золотосодержащих материалов, руд и концентратов / Меретуков М.А., Мейерович А.С., Карабач С.А. – опубл. 20.04.1995.

56 Кучное выщелачивание золота. Зарубежный опыт и перспективы развития: справочник / под ред. В.В. Караганова и Б.С. Ужкенова. – Москва-Алматы, 2002. – С. 229-233.

57 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.

58 Pat. № 2007/205792 (AU) Method for leaching gold / Nippon Mining Co., Abe Yoshifumi, Hosaka Hiroshi. – Apr 17, 2008.

59 Pat. № 5536297 (US) Gold recovery from refractory carbonaceous ores by pressure oxidation and thiosulfate leaching. / Marchbank A.R., Thomas K.G., Dreisinger D., Fleming C. – 1996.

60 Pat. № 5785736 (US) Gold recovery from refractory carbonaceous ores by pressure oxidation, thiosulfate leaching and resin-in-pulp adsorption. / Thomas K., Fleming C., Marchbank A., Dreisinger D. – 1998.

61 Pat. № 9175411 (US) Gold and silver extraction technology / Malusel Viorel Alexandru. – Nov 3, 2015.

62 Pat. № 7985277 (US) Process for extracting gold from gold-bearing ore / Metal Asia International Ltd., Xia Chen. – Jul 26, 2011.

63 Marsden J., House I. The Chemistry of Gold Extraction // Society for Mining, Metallurgy and Exploration. – USA. 2006. – P. 48-50.

64 Parga J.R., Valenzuela J.L., Francisco C.T. Pressure Cyanide Leaching for Precious Metals Recovery // JOM. – 2007. – Vol. 59. – P. 43-47.
DOI: 10.1007/s11837-007-0130-4.

65 Shuey S. Sao Bento Eldorado's 1M-oz Brazilian crown jewel // Engineering & Mining Journal. – 1998. – Vol. 199. – P. 28-36.

66 Сенченко А.Е., Аксенов А.В., Васильев А.А., Середкин Ю.Г. Технология переработки упорных золотосодержащих концентратов на основе ультратонкого измельчения и атмосферного окисления / Институт ТОМС. http://www.albionprocess.com/en/downloads/technicalpapers/technology-for-processing-refractory-gold-containing-concentrates-impc_toms-institute_paper-398-russian-version-2.pdf

67 Белявский М.А., Мейерович А.С., Меретуков М.А., Перспективные способы переработки золото- и серебросодержащего сырья за рубежом. – М.: ЦНИИцветмет эконом. и инф., 1985. – № 3. – 52 с.

- 68 Flett D.S., Wilson J.C. Thiosulphate leaching of gold and silver ores // *Trans. Inst. Mining and Met.* – 1983. – Vol. 92, № 12. – P. 216-222.
- 69 Kinda W. Hydrometallurgical processing of silver concentrate // In: *Prec. Met. Proc. Int. Simp.: Met. Soc. of AIME.* – California, USA. 1984. – P. 397-423.
- 70 Dewhirst R.F., Moulton S.P., Coetzee J.A. Intensive cyanidation for the recovery of coarse gold // *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy.* – 1984. – Vol. 84, № 6. – P. 159-163.
- 71 Davidson, J. D., Brown, G. A., Schmidt, C. G., Hanf, N. W., Duncanson, D., Taylor, J. D. The intensive cyanidation of gold-plant gravity concentrates // *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy.* – 1978. – Vol. 78. – P. 146-165.
- 72 Ancia, P. H., Frenay, J., Dandois, P. H. Comparison of the Knelson and Falcon centrifugal separators // In: *Innovation in physical separation technologies, Richard Mozley International Symposium.* – Falmouth, UK. 1997. – P. 53-62.
- 73 Laplante A., Staunton W. The Link Between Gravity Recovery and Hydrometallurgy: The Case of Gold // *Pros. 5th Int. Symp.: Hydrometallurgy 2003.* – Vancouver, Canada. 2003. – Vol. 1. – P. 65-74.
- 74 Gekko gravity system installed at Big Bell Mute // *Mining Engineering.* – 2001.
- 75 Оптимизация технологии переработки руд на Марджанбулакской золотоизвлекательной фабрике объединения «Узбекзолото» с внедрением разработок института: отчет о НИР / Казмеханообр: руководители Болотова Л.С., Фролов Ю.М., Романенко А.Г. – Алматы, 1988. – С. 63.
- 76 Разработка и освоение процессов и аппаратов для повышения извлечения благородных металлов на Марджанбулакской ЗИФ: отчет о НИР / Казмеханообр: рук. Болотова Л.С. – Алматы, 1992. – С. 54.
- 77 Пелих В.В. Особенности переработки гравитационных концентратов на модуле интенсивного цианирования «Акация» // *Вестник ИрГТУ.* – 2013. – № 7 (78). – С. 109-113.
- 78 Переработка богатых золотосодержащих концентратов методом интенсивного цианирования // Электронный ресурс. <http://econf.rae.ru/pdf/2010/09/3d8e28caf9.pdf>
- 79 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. DOI: 10.1016/j.minpro.2010.03.002.
- 80 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. DOI: 10.1016/j.mineng.2011.10.002.
- 81 Bayat O., Vapur H., Akyol F., Poole C. Effects of oxidizing agents on dissolution of Gumuskoy silver ore in cyanide solution // *Miner. Eng.* – 2003. – Vol. 16. – P. 395-398. DOI: 10.1016/S0892-6875(03)00050-5.

82 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. DOI: 10.1016/S0301-7516(97)00008-2.

83 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, Issue 5. – P. 547-550. DOI: 10.1016/S0892-6875(97)00032-0.

84 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. – P. 118–125. DOI: 10.1016/j.hydromet.2006.03.005.

85 Пат. № 21587 (KZ) 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.

86 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.

87 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. DOI: 10.1016/j.mineng.2009.02.003.

88 Пат. № 2167211 (RU) Экологический чистый способ извлечения благородных металлов / Гуров В.А., Дорофеев Ю.Н., Кольцов В.Ю., Снигирь А.Н. – опубл. 20.05.2001.

89 Пат. № 2275436 (RU) Способ извлечения золота из руд / Самсонов А.С., Курочкина И.А., Поляков М.Л. – опубл. 27.04.2006.

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

91 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. DOI: 10.1016/S0167-4528(05)15002-9.

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

93 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.

94 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.

- 95 Пат. № 2093672 (RU) Состав и способ для выщелачивания золота / Блохин Н.Н., Фетодов Г.П., Хмелевская Г.А., Забельский В.К., Аваргин В.А. – опубл. 20.10.1997.
- 96 Пат. № 2476610 (RU) Состав извлечения металлов из металлосодержащего минерального сырья / Фомин А.М., Хадарцев О.М., Тюремнов А.В. – опубл. 27.02.2013.
- 97 Турсыбекова Г.С., Меретуков М.А., Бектай Е.К. Золото: инновации в химии и металлургии. – Алматы, 2015. – С. 179-188.
- 98 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.
- 99 Pat. № 7025942 (US) 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.
- 100 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.
- 101 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. DOI: 10.1016/S0892-6875(01)00152-2.
- 102 Deschenes G., Lastra R., Brown J.R., Jin S., May O., Ghali E. Effect of lead nitrate on cyanidation of gold ores: Progress on the study of the mechanisms // Minerals Engineering. – 2000. – Vol. 13. – P. 1263-1279. DOI: 10.1016/S0892-6875(00)00109-6.
- 103 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. DOI: 10.5277/ppmp140207.
- 104 Deschenes, G., Lacasse, S., Fulton, M., Improvement of cyanidation practice at Goldcorp Red Lake Mine // Minerals Engineering. – 2003. – Vol. 16. – P. 503–509. DOI: 10.1016/S0892-6875(03)00079-7.
- 105 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. DOI: 10.1016/j.mineng.2015.10.001.
- 106 Pat. № 2839387 (US) Method for the cyanidation of precious metals. / Burton Reginald William – publ. 17.06.1958.
- 107 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.
- 108 Laplantea A., Gray S. Advances in gravity gold technology // Developments in Mineral Processing. – 2005. – Vol. 15. – P. 280-307. DOI: 10.1016/S0167-4528(05)15013-3.

109 Войлошников Г.И. и др. Сравнение эффективности реагентов-окислителей при извлечении золота из гравитационных концентратов // Золотодобыча. – 2012. – № 164. – С. 14-19.

110 Бобозода Ш. Интенсификация технологии извлечения золота цианированием смешанных золотосодержащих руд месторождений Таджикистана: диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук: 05.16.02. – Москва, РФ, 2017. – С. 15-19. – № Д 212.132.05.

111 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, РФ. 28 май – 1 июня, 2018 г. – С. 294-296.

112 Путохин Н.И. Органическая химия. – М.: Высшая школа, 1963. – С. 185-204.

113 LeachWELL // Электронный ресурс.
http://www.mineralprocesscontrol.com.au/Product_Detail.php?Product=6

114 Официальный сайт ООО «Аквахим» // Электронный ресурс.
<https://him-kazan.ru/katalog/kisloty>

115 Официальный сайт компании «НЕО Кемикал» // Электронный ресурс.
<http://www.neochemical.kz/etilenaminy/>

116 Химические реактивы // Электронный ресурс.
<http://www.plasma.com.ua/chemistry/chemistry/diethylenetriamine.html>

117 Суримбаев Б.Н., Байконурова А.О., Болотова Л.С., Мишра Б. Изучение процесса цианидного выщелачивания золота из руды и хвостов гравитационного обогащения сульфидных и окисленных руд // Вестник Национальной академии наук Республики Казахстан. – 2016. – 4 (362). – С. 260-266.

118 Суримбаев Б.Н., Болотова Л.С., Байконурова А.О., Мишра Б. Изучение кинетики цианидного выщелачивания золота из окисленных и первичных руд // Materials of the International scientific-practical conference «Prospects for the development of modern science». – Jerusalem, Israel. May 4-6, 2016. – P. 130-134.

119 Суримбаев Б.Н., Болотова Л.С., Байконурова А.О. Поведение золота при гравитационном обогащении окисленных и первичных руд одного из месторождения Казахстана // Материалы Международной научно-практической конференции Абишевские чтения-2016 «Инновации в комплексной переработке минерального сырья». – Алматы, 21-22 января 2016 г. – С. 358-362.

120 Surimbayev B.N., Baikonurova A.O., Bolotova L.S. Studying of the process of gravity concentration of gold-containing ores // The 49th International October Conference on Mining and Metallurgy. – Bor Lake, Serbia. October 18-21, 2017. – P. 160–162.

121 Суримбаев Б.Н., Байконурова А.О., Болотова Л.С. Исследование процесса гравитационного обогащения золотосодержащих сульфидных руд //

Доклады Национальной академии наук Республики Казахстан. – 2017. – № 3(313). – С. 55-60.

122 Сурымбаев Б., Болотова Л., Есенгараев Е., Мазяркина Л. Исследование гравитационного обогащения золотосодержащих руд месторождения «Райгородок» // Промышленность Казахстана. – 2017. – №2(101). – С. 40-42.

123 Сурымбаев Б.Н., Болотова Л.С., Мазяркина Л.А., Бугембаева А.К. Исследование возможности совместной переработки золотосодержащей руды двух участков месторождения // Материалы Международной научно-практической конференции «Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов». – Алматы, 27-29 сентября 2018 г. – С. 203-205. DOI: 10.31643/2018-7.16

124 Сурымбаев Б.Н., Шалгымбаев С.Т., Болотова Л.С., Мазяркина Л.А., Байконурова А.О. Исследование возможности совместного гравитационного обогащения золотосодержащих руд двух участков месторождения // Материалы Международной научно-практической конференции «Инновации в комплексной переработке минерального сырья», секции «Стратегия развития производства металлов в Республике Казахстан и оценка минерального сырья на обогатимость». – Алматы, 19 октября 2018 г. – С. 77-79.

125 Wills B. A., Napier-Munn T. Wills' Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery, Eighth edition. – Butterworth-Heinemann (Elsevier), Burlington, Massachusetts. 2006. – P. 237-238. DOI: 10.2138/am.2008.502.259.

126 Laplante A. A standardized test to determine gravity recoverable gold // <http://knelsonrussian.xplorex.com/sites/knelsongravity/files/reports/report21s.pdf>

127 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, N. 431. – P. 32-37, ISSN 2224-5278 (Print), ISSN 2518-170X (Online). DOI: 10.32014/2018.2518-170X.7

128 Сурымбаев Б.Н., Болотова Л.С., Байконурова А.О., Мишра Б. Исследования по интенсивному цианированию золота из гравитационных концентратов // Материалы Международной научной конференции «Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья». (Плаксинские чтения – 2017). – Красноярск, РФ. 12-15 сентября 2017 г. – С. 273-275.

129 Сурымбаев Б.Н., Байконурова А.О., Болотова Л.С., Мишра Б. Интенсивное выщелачивание золота из гравитационного концентрата при низкой концентрации цианида натрия // Комплексное использование минерального сырья. – 2018. – №4. – С. 65-70. DOI: 10.31643/2018/6445.31

130 Артеменко А.И. и др. Справочное пособие по химии. – Москва, 1990. – С. 310.

131 Оспанов Х.К. Физико-химические основы избирательного растворения минералов. – Москва, 1993. – С. 175.

132 Тулешов Г.А., Ракишева Ш.А. Математическое планирование эксперимента в химической технологии: методические указания. – Алматы: Қазақ университеті, 1999. – С. 35.

133 Ахназарова С.Л., Кафаров В.В. Методы оптимизации экспериментов химической технологии. – М.: Химия, 1985. – С. 326.

134 Максимов Ю.М. и др. Математическое моделирование металлургических процессов. – М.: Металлургия, 1976. – С. 289.

135 Технологический регламент на проектирование золотоизвлекательной фабрики переработки руды месторождения «Райгородок» производительностью 2 млн. тонн руды в год / РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр»: руководитель Болотова Л.С. – Алматы, 2016. – С. 139.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

ПАТЕНТНО-ИНФОРМАЦИОННЫЙ ПОИСК

Справка о поиске
РЕГЛАМЕНТ ПОИСКА

дата составления регламента поиска: 19.02.2018 г.

Наименование темы раздела: «Разработка технологии извлечения золота из сульфидных руд с использованием реагента-активатора при интенсивном цианировании»

Цель поиска информации: Определение технического уровня

Начало поиска 17.05.2016 г. Окончание поиска 12.02.2018 г.

Предмет поиска (объект исследования его составные части)	Страна поиска	Источники информации по которым будет проводиться поиск				Ретроспект ивность	Наименование информационной базы (фонда)
		Патентные		НТИ			
		Наименование	Классификацион ные рубрики (МКИ)	Наименование	Рубрики УДК		
«Разработка технологии извлечения золота из сульфидных руд с использованием реагента-активатора при интенсивном цианировании» 1. Способ извлечения золота из концентратов. 2. Способ переработки золотосодержащих	Республика Казахстан, Российская Федерация, США, Германия, Франция, Япония, Австралия Болгария, Финляндия	«Патенты Казахстана», «Патенты Российской Федерации», «Изобретения стран мира»	C22B 3/00 C22B 3/02 C22B 3/04 C22B 3/06 C22B 3/08 C22B 3/18 C22B 3/22 C22B 3/24 C22B 3/44 C22B 11/00 C22B 11/02 C22B 11/04 C22B 11/06 C22B 11/08 C22B 15/00 C22B 23/00	Промышленность Казахстана, КИМС, Вестник НАН РК, Доклады НАН РК, Известия НАН РК. Серия геологии и технических наук, Цветные металлы, Metallurgical & Materials Transactions В (США), Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review (США), Journal of Chemical	669.213.6, 669.213.1, 622.775, 622.772, 622.75/.77	10 лет	РНТБ, ФИПС, РПФ, ЦНБ, Internet

концентратов 3. Интенсивное выщелачивание концентратов с применением реагентов активаторов				Technology and Metallurgy (Болгария)			
--	--	--	--	--	--	--	--

Заместитель директор по научной работе

Филиала РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр», к.т.н.



[Signature] А.А. Ниязов

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

[Signature] А.М. Рыскельдиева

Докторант

[Signature] Б.Н. Суримбаев

ОТЧЕТ О ПОИСКЕ

1. Поиск проведен в соответствии с заданием и регламентом поиска
2. Этап работы. Определение технического уровня
3. Начало поиска 17.05.2016 г. Окончание поиска 12.02.2018 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 концентратов; Способ переработки золотосодержащих концентратов; Интенсивное выщелачивание (цианирование) концентратов с применением реагентов активаторов	Российская Федерация. RU 2522921 C22B11/08	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.	Способ извлечения золота из руд и концентратов	Действует
	Российская Федерация. RU 2458162 C22B11/08	Дроздов С.В., Проскурякова И.А. опубл. 10.08.2012.	Способ извлечения золота из гравитационных концентратов	Действует
	Республика Казахстан. KZ 27335 C22B11/08, C22B11/06	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 концентратов; Способ переработки золотосодержащих концентратов; Интенсивное выщелачивание (цианирование) концентратов с применением реагентов активаторов	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 C22B11/08 423/29, 75/744	Her Majesty In Right Of Canada As Represented By The Minister Of Natural Resources. Deschenes Guy, Fulton Michael. Published: Apr 11, 2006.	Control of lead nitrate addition in gold recovery	Действует
	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 C22B1/11, 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

Заместитель директор по научной работе
Филиала РГП «НЦ КИМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр», к.т.н.




А.А. Ниязов

Ученый секретарь Филиала РГП «НЦ КИМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр»


А.М. Рыскельдиева

Докторант


Б.Н. Суримбаев

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Таблица Б – Результаты исследований кинетики процесса цианидного выщелачивания золота в присутствии уксусной кислоты

Наименование параметров и показателей процесса	Величины показателей и параметров процесса									
	25 °С					40 °С				
Концентрация NaCN, г/дм ³	1	2	3	4	5	1	2	3	4	5
Загрузка NaOH, кг/т										
Содержание Au в жидкой фазе пульпы, мг/дм ³										
30 мин	1,96	1,98	1,99	2,01	2,22	2,00	2,10	2,50	2,80	2,90
60 мин	3,50	3,65	3,80	3,95	4,10	3,70	3,80	3,95	4,05	4,20
120 мин	4,15	4,20	4,35	4,60	4,90	4,25	4,35	4,50	4,80	5,00
180 мин	6,75	6,80	6,95	7,20	8,20	7,00	7,15	7,35	7,55	8,25
240 мин	7,40	7,90	7,95	8,06	8,60	7,70	7,85	8,05	8,35	8,80
300 мин	8,50	8,50	8,60	8,95	9,30	8,60	8,75	8,95	9,00	9,50
360 мин	8,70	8,90	9,20	9,40	9,50	9,00	9,15	9,30	9,45	9,60
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	10,60	10,30	9,80	8,80	7,70	10,40	10,20	9,60	8,75	7,55
Расчетное содержание Au в концентрате, г/т	97,60	99,30	101,8	102,8	102,7	100,4	101,7	102,6	103,3	103,5
Степень растворения Au, %										
30 мин	20,08	19,94	19,55	19,55	21,62	19,92	20,65	24,37	27,12	28,01
60 мин	35,86	36,76	37,33	38,42	39,92	36,85	37,36	38,50	39,23	40,56
120 мин	42,52	42,30	42,73	44,75	47,71	42,33	42,77	43,86	46,49	48,29
180 мин	69,16	68,48	68,27	70,04	79,84	69,72	70,30	71,64	73,12	79,67
240 мин	75,82	79,56	78,09	78,31	83,74	76,69	77,19	78,46	80,87	84,98
300 мин	87,09	85,60	84,48	87,06	90,56	85,66	86,04	87,23	87,17	91,74
360 мин	89,14	89,63	90,37	91,44	92,50	89,64	89,97	90,64	91,53	92,71

Продолжение таблицы Б

Наименование параметров и показателей процесса	Величины показателей и параметров процесса									
	60 °С					80 °С				
Концентрация NaCN, г/дм ³	1	2	3	4	5	1	2	3	4	5
Загрузка NaOH, кг/т										
Содержание Au в жидкой фазе пульпы, мг/дм ³										
30 мин	2,11	2,35	2,61	3,00	3,12	2,22	2,55	2,95	3,55	3,85
60 мин	3,80	4,00	4,20	4,25	4,50	4,00	4,35	4,55	4,75	5,00
120 мин	4,40	4,50	4,75	5,05	5,20	4,60	4,80	5,00	5,20	5,70
180 мин	7,11	7,20	7,55	7,70	8,40	7,15	7,35	7,80	7,90	8,80
240 мин	7,90	7,90	8,18	8,50	9,10	8,00	8,05	8,30	8,80	9,20
300 мин	8,80	8,90	9,00	9,15	9,50	8,90	8,90	9,15	9,35	9,65
360 мин	9,18	9,20	9,35	9,50	9,70	9,35	9,38	9,40	9,65	9,75
Содержание Au в твердой фазе хвостов, г/т	10,15	9,80	9,30	8,50	7,15	9,90	9,50	9,15	8,35	6,90
Расчетное содержание Au в концентрате, г/т	101,9	101,8	102,8	103,5	104,2	103,4	103,3	103,1	104,8	104,4
Степень растворения Au, %										
30 мин	20,70	23,08	25,39	28,99	29,96	21,47	24,69	28,60	33,86	36,88
60 мин	37,27	39,29	40,86	41,06	43,21	38,68	42,11	44,11	45,30	47,89
120 мин	43,16	44,20	46,21	48,79	49,93	44,49	46,47	48,47	49,59	54,60
180 мин	69,74	70,73	73,44	74,40	80,65	69,15	71,15	75,62	75,35	84,29
240 мин	77,49	77,60	79,57	82,13	87,37	77,37	77,93	80,47	83,93	88,12
300 мин	86,32	87,43	87,55	88,41	91,21	86,07	86,16	88,71	89,18	92,43
360 мин	90,04	90,37	90,95	91,79	93,13	90,43	90,80	91,13	92,04	93,39
Примечание – Среднее содержание золота в гравитационном концентрате – 97,5 г/т										

ПРИЛОЖЕНИЕ В

«УТВЕРЖДАЮ»
Директор филиала
РГП «НЦ КИМС РК»
ГНПОПЭ «Казмеханобр»
С. Т. Шалгымбаев
« 10 » 09 2018 г.



АКТ

о проведении укрупненно-лабораторных испытаний способа переработки золотосодержащих концентратов с применением уксусной кислоты в качестве реагента-активатора

Мы, нижеподписавшиеся, от филиала РГП «НЦ КИМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр»: заместитель директора по научной работе, канд. техн. наук Ниязов А.А., заведующая лабораторией благородных металлов, канд. хим. наук Болотова Л.С.; от Казахского национального исследовательского технического университета имени К.И. Сатпаева: д-р Ph.D, канд. техн. наук Чепуштанова Т.А., д-р техн. наук, профессор Байконурова А.О., докторант Суримбаев Б.Н. составили настоящий акт о том, что в период с май по июль 2018 года в лаборатории благородных металлов были проведены укрупненно-лабораторные испытания способа переработки золотосодержащих концентратов с применением уксусной кислоты в качестве реагента-активатора для интенсивного цианирования.

В качестве объекта испытаний был использован золотосодержащий гравитационный концентрат месторождения Райгородок. Содержание золота в концентрате колебалось от 76,9 до 91,9 г/т, серебра – от 39,7 до 49,8 г/т. Химический состав гравитационного концентрата, %: Cu – 0,11; Zn – 0,025; Fe – 35,02; S_{общ.} – 32,14; S_{сульфат.} – 0,034; S_{сульфид.} – 32,106.

Укрупненно-лабораторные опыты по интенсивному цианированию концентратов с добавлением реагента-активатора проведены в аппарате барабанного типа (реактор ILR Gekko).

Условия проведения опытов в аппарате барабанного типа: полный объем аппарата барабанного типа 10,48 дм³; полезный рабочий объем барабана 3,15 дм³; скорость вращения барабана агитатора – 4,5 об/мин; масса гравиконоцентрата 500 г, объем выщелачивающего раствора 3 дм³; Т:Ж = 1:6; время выщелачивания – 24 часа; концентрация цианида натрия – 1 г/дм³ (0,1 %); расход уксусной кислоты 1,5 кг/т. Для поддержания необходимого значения pH добавляли CaO или NaOH.

Получены следующие показатели:

- степень извлечения золота составила 95,53-95,79 %;
- содержание золота в хвостах – 3,65-3,80 г/т (хвосты гравитации направляются на дальнейшую переработку).

Результаты укрупненно-лабораторных опытов по интенсивному выщелачиванию, с применением реагента-активатора уксусной кислоты, полностью подтвердили данные, полученные в лабораторных условиях.

Разработанный способ переработки золотосодержащих концентратов с применением уксусной кислоты в качестве реагента-активатора для интенсивного цианирования золота представляет большой интерес для промышленного производства переработки золотосодержащих сульфидных руд рудника Райгородок и других

аналогичных производств. Предлагаемый способ рекомендуется для дальнейших опытно-промышленных испытаний.

**От РГП НЦ КИМС РК
ГНПОЭ «Казмеханобр»:**

Зам. директора по науке,
канд. техн. наук

 Низов А.А.

Зав. лабораторией
благородных металлов,
канд. хим. наук

 Болотова Л.С.

**От Казахского национального
исследовательского технического
университета имени К.И. Сатпаева:**

Зав. кафедрой МПТиТСМ, д-р Ph.D,
канд. техн. наук

 Чепуштанова Т.А.

Д-р техн. наук, профессор
кафедры МПТиТСМ

 Байконурова А.О.

Докторант, магистр технических наук

 Суримбаев Б.Н.

ПРИЛОЖЕНИЕ Г



1793887

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ
ӘДІЛЕТ МИНИСТРЛІГІНІҢ
"ҰЛТТЫҚ ЗИЯТКЕРЛІК МЕНШІК
ИНСТИТУТЫ"
ШАРУАШЫЛЫҚ ЖҮРГІЗУ
ҚҰҚЫҒЫНДАҒЫ РЕСПУБЛИКАЛЫҚ
МЕМЛЕКЕТТІК КӘСІПОРНЫ



РЕСПУБЛИКАНСКОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ
ПРЕДПРИЯТИЕ НА ПРАВЕ
ХОЗЯЙСТВЕННОГО ВЕДЕНИЯ
«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИНСТИТУТ
ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ СОБСТВЕННОСТИ»
МИНИСТЕРСТВА ЮСТИЦИИ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Қорғалжын тас жолы, 3Б ғимараты, Астана қ. Қазақстан Республикасы, 010000
<http://www.kazpatent.kz>, e-mail: kazpatent@kazpatent.kz

шоссе Қорғалжын, здание 3Б, г. Астана, Республика Казахстан, 010000
<http://www.kazpatent.kz>, e-mail: kazpatent@kazpatent.kz

Хат алмасу кезінде 28.02.2018
№ 2018/0134.1 өтініміне сілтеме беруді сұраймыз

Филиал РГП «НЦ КПМС РК»
ГНПОПЭ «Казмеханобр»
ул. Жандосова, 67/Б, г. Алматы, 050036
surimbaev@gmail.com



При переписке просим ссылаться на заявку
№ 2018/0134.1 от 28.02.2018

Уведомление о положительном результате формальной экспертизы

Настоящим РГП «НИИС» уведомляет заявителя о том, что формальная экспертиза по заявке на изобретение «Способ переработки золотосодержащих гравитационных концентратов» завершена.

- (21) 2018/0134.1
(22) 28.02.2018
(71) Республиканское государственное предприятие на праве хозяйственного ведения "Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан" Комитета индустриального развития и промышленной безопасности Министерства по инвестициям и развитию Республики Казахстан (KZ)
(72) Суримбаев Бауыржан Нуржанович (KZ); Болотова Людмила Сергеевна (KZ); Байконурова Алия Омирхановна (KZ); Шалгымбаев Серикбол Тлеулесович (KZ)

Согласно пункту 7 статьи 22 Патентного закона Республики Казахстан (далее - Закон) экспертиза заявки по существу производится при условии предоставления в экспертную организацию документа, подтверждающего оплату экспертизы заявки по существу в течение трех месяцев с даты направления данного уведомления.

При неоплате экспертизы по существу в указанный срок заявка считается отозванной.

В соответствии с пунктом 13 статьи 22 Закона сроки, пропущенные заявителем, могут быть восстановлены экспертной организацией при представлении документа об оплате восстановления пропущенного срока. Ходатайство о восстановлении срока может быть подано заявителем не позднее двенадцати месяцев со дня истечения пропущенного срока.

Начальник управления

Эксперт

К. Искакова

М. Тореханов

ПРИЛОЖЕНИЕ Д



Аймақтық Менеджмент Академиясы
Региональная Академия Менеджмента
Regional Academy of Management

Сертификат. Certificate.

This certificate confirms that
Bauryzhan N. Surimbayev
took part in the international
scientific-practical conference
**"Prospects for the Development
of Modern Science"**
May 4-6, 2016,
Jerusalem, Israel

Настоящий сертификат удостоверяет, что
Бауыржан Нуржанович Суримбаев
принял участие в международной
научно-практической конференции
**«Перспективы развития
современной науки»**
4-6 мая 2016 г.
в Иерусалиме, Израиль

**Chairman of the Conference Organizing Committee,
President of the Regional Academy of Management**

S. Middelink
S. Middelink
Канцелярия Академии Менеджмента
"Региональная Академия Менеджмента"
Секретариат Академии Менеджмента
Региональная Академия Менеджмента

Registration number: 00239
Date of issue: May 6, 2016

Регистрационный номер: 00239
Дата выдачи: 6 мая 2016 г.

ПРИЛОЖЕНИЕ Е

Список опубликованных научных трудов

1 Surimbayev B.N., Baikonurova A.O., Bolotova L.S. Prospects for the development of the process of intensive cyanidation of gold-containing products in the Republic of Kazakhstan // News of the National academy of sciences of the Republic of Kazakhstan. Series of geology and technical sciences. – 2017. – Vol. 4, № 424. – P. 133-141. ISSN 2224-5278 (Print), ISSN 2518-170X (Online), IF 0,06.

2 Surimbayev B.N., Baikonurova A.O., Mishra B., Bolotova L.S. Intensive cyanidation of gold from gravity concentrates in a drum-type apparatus // News of the National academy of sciences of the Republic of Kazakhstan. Series of geology and technical sciences. – 2018. – Vol.5. № 431. – P. 32-37. ISSN 2224-5278 (Print), ISSN 2518-170X (Online), IF 0,06.

3 Суримбаев Б.Н., Байконурова А.О., Болотова Л.С., Мишра Б. Интенсивное выщелачивание золота из гравитационного концентрата при низкой концентрации цианида натрия // Комплексное использования минерального сырья, 2018. – № 4. – С. 65-70. ISSN 2224-5243 (Print), ISSN 2616-6445 (Online).

4 Суримбаев Б.Н., Байконурова А.О., Болотова Л.С., Мишра Б. Изучение процесса цианидного выщелачивания золота из руды и хвостов гравитационного обогащения сульфидных и окисленных руд // Вестник Национальной академии наук Республики Казахстан. – 2016. – № 4 (362). – С. 260-266. ISSN 1991-3494.

5 Суримбаев Б.Н., Байконурова А.О., Болотова Л.С. Исследование процесса гравитационного обогащения золотосодержащих сульфидных руд // Доклады Национальной академии наук Республики Казахстан. – 2017. – № 3(313). – С. 55-60. ISSN 2224-5227 (Print), ISSN 2518-1483 (Online).

6 Суримбаев Б., Болотова Л., Есенгараев Е., Мазяркина Л. Исследование гравитационного обогащения золотосодержащих руд месторождения «Райгородок» // Промышленность Казахстана. – 2017. – № 2(101). – С. 40-42. ISSN 1608-8425.

7 Суримбаев Б.Н., Байконурова А.О., Болотова Л.С., Мишра Б. Изучение кинетики цианидного выщелачивания золота из окисленных и первичных руд // Materials of the International scientific-practical conference «Prospects for the development of modern science». – Jerusalem, Israel. May 4-6, 2016. – P. 130-134, ISBN 978-601-267-398-2.

8 Surimbayev B.N., Baikonurova A.O., Bolotova L.S. Studying of the process of gravity concentration of gold-containing ores // The 49th International October Conference on Mining and Metallurgy. – Bor Lake, Serbia. October 18-21, 2017. – P. 160–162, ISBN 978-86-6305-066-2.

9 Суримбаев Б.Н., Болотова Л.С., Мазяркина Л.А., Бугембаева А.К. Исследование возможности совместной переработки золотосодержащей руды двух участков месторождения // Материалы Международной научной конференции «Эффективные технологии производства цветных, редких и

благородных металлов». – Алматы, 27-29 сентября 2018 г. – С. 203-205. ISBN 978-601-323-132-7.

10 Суримбаев Б.Н., Байконурова А.О., Болотова Л.С., Мишра Б. Исследования по интенсивному цианированию золота из гравитационных концентратов // Материалы Международной научной конференции «Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья» (Плаксинские чтения – 2017). – Красноярск, РФ. 12-15 сентября 2017 г. – С. 273-275. ISBN 978-5-7638-3734-6.

11 Суримбаев Б., Болотова Л., Байконурова А.О., Есенгараев Е. Применение химических добавок при выщелачивании золота // Международная научно-практическая конференция «Интенсификация гидрометаллургических процессов переработки природного и техногенного сырья. Технологии и оборудование». – Санкт-Петербург, РФ. 28 мая – 1 июня, 2018 г. – С. 294-296. ISBN 978-5-905240-63-8.

12 Суримбаев Б.Н., Болотова Л.С., Байконурова А.О. Поведение золота при гравитационном обогащении окисленных и первичных руд одного из месторождения Казахстана // Материалы научно-практической конференции Абишевские чтения-2016 «Инновации в комплексной переработке минерального сырья». – Алматы, 21-22 января 2016 г. – С. 358-362. ISBN 978-601-7146-24-5.

13 Суримбаев Б.Н., Шалгымбаев С.Т., Болотова Л.С., Мазяркина Л.А., Байконурова А.О. Исследование возможности совместного гравитационного обогащения золотосодержащих руд двух участков месторождения // Материалы Международной научно-практической конференции «Инновации в комплексной переработке минерального сырья», секции «Стратегия развития производства металлов в Республике Казахстан и оценка минерального сырья на обогатимость». – Алматы, 19 октября 2018 г. – С. 77-79, ISBN 978-601-06-5370-2.

14 Суримбаев Б.Н., Болотова Л.С., Байконурова А.О., Шалгымбаев С.Т. Способ переработки золотосодержащих гравитационных концентратов // Заявка на патент на изобретение РК № 2018/0134.1 от 28.02.2018 г.