

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет

имени К.И. Сатпаева

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургических процессов, теплотехники и технологии

специальных материалов

УДК 669.21.053.4

На правах рукописи

Магомедов Давид Расимович

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

На соискание академической степени магистра

Название диссертации Разработка технологии извлечения золота из
техногенного сырья гидрометаллургическим
методом с предварительным окислением

Направление подготовки 6М070900 – Металлургия

Научный руководитель,
канд. техн. наук
_____ Койжанова А.К.

« ____ » _____ 2020 г.

Рецензент,
зав. лабораторией пирометаллургии
тяжелых цветных металлов,
АО «Институт металлургии и обогащения»,
доктор технических наук,
_____ Квятковский С.А.

« ____ » _____ 2020 г.

Нормоконтроль,
канд. техн. наук,
_____ Коныратбекова С.С.

« ____ » _____ 2020 г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой МПТиТСМ,
доктор PhD, ассоц. профессор

_____ Чепуштанова Т.А.

« ____ » _____ 2020 г.

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
Казахский национальный исследовательский технический университет имени

К.И. Сатпаева

Институт металлургии и промышленной инженерии
Кафедра металлургических процессов, теплотехники и технологии
специальных материалов
6М070900 – Металлургия

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой МПТиТСМ,
д-р PhD ассоц. профессор

_____ Чепуштанова Т.А.
«__» _____ 2020 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение магистерской диссертации

Магистранту Магомедову Давиду Расимовичу

Тема: Разработка технологии извлечения золота из техногенного сырья гидрометаллургическим методом с предварительным окислением.

Утверждена приказом Ректора Университета № 1202-м от «29»10.2017 г.

Срок сдачи законченной диссертации «_____» г.

Исходные данные к магистерской диссертации: научная, учебная и методическая литература по теме диссертации, методики анализа техногенного сырья, данные о месторождениях и их запасах.

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов:

- а) современное состояние рассматриваемой проблемы;
- б) анализ состава исходного минерального сырья, отработка технологических параметров извлечения благородных металлов;
- в) оценка экономической эффективности;

Рекомендуемая основная литература:

1 Турысбекова Г.С., Меретуков М.А., Бектай Е.К. Золото: инновации в химии и металлургии. - г Алматы 2015.

2 Дементьев В.Е., Дружина Г.Я., Гудков С.С. Кучное выщелачивание золота и серебра. – Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 2004.

График
подготовки магистерской диссертации

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки предоставления научному руководителю и консультантам	Примечание
Обзор современного состояния гидрометаллургической переработки золотосодержащего техногенного сырья	20.02 2020 г.	
Изучение физико-химических свойств исследуемого золотосодержащего техногенного сырья	10.03.2020 г.	

Подписи

консультантов и нормоконтролера на законченную магистерскую диссертацию с указанием относящихся к ним разделов

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Консультанты, И.О.Ф. (уч.степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Обзор современного состояния гидрометаллургической переработки золотосодержащего техногенного сырья	<i>А.К. Койжанова</i> канд. техн. наук	20.02.2020	<i>Койж</i>
Изучение физико-химических свойств исследуемого золотосодержащего техногенного сырья	<i>А.К. Койжанова</i> канд. техн. наук	10.03.2020	<i>Койж</i>
Нормоконтролер			

Научный руководитель *Койж* Койжанова А.К.

Задание принял к исполнению обучающийся *Магомедов* Магомедов Д.Р.

Дата «03» 01 2020 г.

АҢДАТПА

Бұл магистрлік диссертация тапсырмадан, кіріспеден, 4 бөлімнен, қорытындыдан, пайдаланылған әдебиеттер тізімінен тұрады. Жұмыс баспа мәтінінің 58 бетінде ұсынылған, 13 суреттен, 17 кестеден тұрады. Пайдаланылған әдебиеттерде 87 атау бар.

Зерттеу объектісі «Алтынтау-Көкшетау» АҚ Васильковское кен орнын алтын өндіру фабрикасының құрамында алтыны бар өндірістік қалдықтар болды.

Бұл жұмыстың мақсаты сілтілеу процесін жандандыру үшін тотықтырғыш реагенттерді енгізу арқылы тұрақты техногендік шикізаттан алтынды алу жылдамдығын арттыру әдісін зерттеу және жасау болып табылады.

Мақалада алтын құрамды техногендік шикізаттың физика-химиялық және минералогиялық зерттеулерінің деректері - «Алтынтау-Көкшетау» ЖШС Васильковское кен орнының сорбциялық қалдықтары және сілтісіздендіру эксперименттерінің нәтижелері келтірілген. Сорбциялық қалдықтардың сынамаларын химиялық талдауда алтынның құрамы 4,75-5,84 г/т, ал мышьяқтың көп мөлшері - 15-17 %, темір – 15 % және күкірт – 10 % екендігі анықталды. Фазалық талдау нәтижелері шикізаттың минералды құрамына арсенопирит пен пириттің маңызды қосылыстарының болуын растады. Кейінгі тәжірибелер барысында тотықтырғыш заттарды сілтісіздендіруге енгізу тиімділігі зерттелді, салыстыру үшін бақылау әдісі ретінде тікелей цианидтеу әдісі қолданылды. Гравитациялық және флотациялық шоғырлану эксперименттері көрсеткендей, бұл сорбциялық құйрықтар да отқа төзімді шикізат санатына жатады.

Цианидті сілтілендірудің дәстүрлі әдістеріне қосымша тотықтырғыш заттарды қолдана отырып, алтынсыз цианид алудың нұсқалары сыналды. Химиялық тотықтырғыш заттарға балама ретінде бактериалды тотығу сыналды. Бактериялық тотығудан кейін сорбциялық қалдықтардан алтынды сілтілендіру тәжірибесі айтарлықтай жоғары қалпына келтіруді көрсетті: цианидтендіруден 65 %, тиоуро шаймалау кезінде 79,5 %. Алайда, бактериалды штаммдарды сорбциялық қалдықтардың белгілі бір құрамына бейімдеудің күрделілігін ескере отырып, био-тотығу әдісін осы шикізатқа өнеркәсіптік қолдану қарастырылмайды.

Осылайша, өндіріс жағдайында жүзеге асырылуы мүмкін сорбциялық қалдықтардан алтынды алу әдістерінің ішіндегі ең жоғары тиімділігіне хлор тотығу технологиясын қосып, тиореяны сілтісіздендіру қажет. Құрамында хлор бар тотықтырғыш заттың, трихлороцианидур қышқылының 70 % және кальций гипохлоритінің 30 % -ы бар болашақта 45-50 % алтынның тұрақты қалпына келуіне мүмкіндік туады.

АННОТАЦИЯ

Настоящая магистерская диссертационная работа состоит из задания, введения, 4 глав, заключения, списка литературы. Работа изложена на 58 страницах машинописного текста, включает 13 рисунков, 17 таблиц. Список литературы содержит 87 наименований.

Объектом исследования являлись золотосодержащие техногенные отходы золотоизвлекательной фабрики месторождения Васильковское, АО «Altyntau-Kokshetau».

Цель настоящей работы исследование и разработка способа повышения показателя извлечения золота, из упорного техногенного сырья, путем ввода окисляющих реагентов для интенсификации процесса выщелачивания.

В работе приведены данные физико-химических и минералогических исследований золотосодержащего техногенного сырья – хвостов сорбции месторождения Васильковское АО «Altyntau-Kokshetau», представлены результаты экспериментов по выщелачиванию. Химическим анализом проб лежалых хвостов сорбции установлено содержание золота в диапазоне 4,75-5,84 г/т, а также были выявлены значительные количества мышьяка – 15-17 %, железа – 15 % и серы – 10 %. Результаты фазового анализа подтвердили присутствие в минеральном составе сырья значительных включений арсенопирита и пирита. В процессе дальнейших экспериментов была исследована эффективность ввода реагентов окислителей в процесс выщелачивания, в качестве контрольного варианта для сравнения служил метод прямого цианирования. Эксперименты по гравитационному и флотационному обогащению показали, что данные хвосты сорбции относятся также и к категории труднообогатимого сырья.

Помимо традиционных методов цианидного выщелачивания были протестированы варианты безцианидного извлечения золота с использованием окислителей. В качестве альтернативы химическим окислителям было протестировано бактериальное окисление. Эксперименты по выщелачиванию золота из хвостов сорбции после бактериального окисления показали достаточно высокое извлечение: 65 % при цианировании, 79,5 % при тиомочевинном выщелачивании. Однако, учитывая сложности адаптации бактериальных штаммов к специфике состава хвостов сорбции, промышленное применение метода био-окисления к данному сырью, рассматриваться не может.

Таким образом, наибольшую эффективность среди способов извлечения золота из хвостов сорбции, которые возможно реализовать в производственных условиях следует отнести технологию хлорного окисления с последующим тиомочевинным выщелачиванием. Воздействие на пульпу хлорсодержащего окислителя, состоящего на 70 % из трихлоризоциануровой кислоты и на 30 % из гипохлорита кальция, позволяет в дальнейшем стабильно извлекать 45-50 % золота.

ANNOTATION

This master's thesis consists of assignment, introduction, 4 chapters, conclusion, list of references. The work is presented on 58 pages of typewritten text, includes 13 figures, 17 tables. The bibliography contains 87 titles.

The object of the study was the gold-containing technogenic wastes of the gold recovery factory of the Vasilkovskoye deposit Altyntau-Kokshetau JSC.

The purpose of this work is to study and develop a method for increasing the rate of gold recovery from persistent technogenic raw materials by introducing oxidizing reagents to intensify the leaching process.

The paper presents the data of physicochemical and mineralogical studies of gold-bearing technogenic raw materials — sorption tailings of the Vasilkovskoye deposit of Altyntau-Kokshetau JSC, and presents the results of leaching experiments. By chemical analysis of samples of sorption tailings, the gold content was found to be in the range of 4.75-5.84 g / t, and significant amounts of arsenic were found - 15-17 %, iron – 15 % and sulfur – 10 %. The results of the phase analysis confirmed the presence of significant inclusions of arsenopyrite and pyrite in the mineral composition of the raw materials. In the course of further experiments, the efficiency of introducing oxidizing agents into the leaching process was investigated; the direct cyanidation method was used as a control option for comparison. Gravitational and flotation concentration experiments showed that these sorption tails also belong to the category of refractory raw materials.

In addition to traditional cyanide leaching methods, variants of cyanide-free gold extraction using oxidizing agents have been tested. As an alternative to chemical oxidizing agents, bacterial oxidation has been tested. Gold leaching experiments from sorption tailings after bacterial oxidation showed a rather high recovery: 65 % upon cyanidation, 79.5 % upon thiourea leaching. However, given the complexity of adapting bacterial strains to the specific composition of sorption tailings, the industrial application of the bio-oxidation method to this raw material cannot be considered.

Thus, the greatest efficiency among the methods for extracting gold from sorption tailings, which can be implemented under production conditions, should include the technology of chlorine oxidation followed by thiourea leaching. The impact on the pulp of a chlorine-containing oxidizing agent, consisting of 70 % of trichloroisocyanuric acid and 30 % of calcium hypochlorite, makes it possible to stably recover 45-50 % of gold in the future.

СОДЕРЖАНИЕ

	Введение	8
1	Современное состояние и перспективы переработки золотосодержащего техногенного сырья	11
1.1	Анализ окислительных реакций процесса цианирования золотосодержащего сырья	12
1.2	Окисление соединениями хлора	15
1.3	Окислительный обжиг	16
1.4	Бактериальное окисление	17
1.5	Автоклавное выщелачивание	19
1.6	Использование альтернативных видов окислителей и методов выщелачивания. Бесцианидные способы выщелачивания.	21
2	Исходное сырье и материалы, методы исследования	24
2.1	Методы исследования	24
2.2	Исследование химического, фазового и минералогического состава проб	25
3	Проведение исследований по комплексной переработке золотосодержащего сырья, с применением окислителей, ПАВ и последующим цианированием.	31
3.1	Исследования окислительного выщелачивания на золотосодержащем сырье месторождения Васильковское АО «Алтынтау-Кокшетау»	31
3.2	Исследования по обогатимости хвостов сорбции	37
3.3	Использование трихлоризоциануровой кислоты (ТХЦК) в качестве хлорсодержащего окислителя	39
3.4	Исследование бесцианидного выщелачивания с применением окисляющих реагентов. Бактериальное окисление	40
4	Оценка экономической эффективности	44
	Заключение	50
	Перечень терминов. Перечень сокращений	53
	Список использованной литературы	54
	Приложение А - Оттиски публикаций по теме магистерской диссертации	61
	Приложение Б - Рецензии	103

ВВЕДЕНИЕ

Современное состояние золотодобывающих предприятий характеризуется значительным накоплением отходов минерального сырья в отвалах и хвостохранилищах. В большинстве случаев, такие отходы представляют собой многомиллионные накопления хвостов различных технологических циклов ЗИФ: флотации, гравитации, сорбции, цианирования и др. В ряде случаев хвосты, полученные в процессе переработки минерального сырья методами и технологиями второй половины XX-го века, по содержанию золота могут значительно превышать руды, перерабатываемые фабриками на сегодняшний день [1-2]. Решение проблемы повторной добычи золота из отходов добычи и обогащения руд сдерживается недостаточностью исследований в области технологий извлечения золота из низкосортного сырья.

Сырьем для повторного извлечения золота являются отходы флотационного обогащения руд и запасы некондиционного сырья. В мировой практике золото из бедных и забалансовых руд с содержанием 1,2-0,6 г/т и отходов горного и обогатительного производства с содержанием 0,6-0,3 г/т извлекается методами сорбционного выщелачивания с приемлемой экономической эффективностью. При этом капитальные затраты на производство золота могут быть снижены в 3-4 раза, а себестоимость - в 1,5-2 раза, что особенно важно в современных экономических условиях. Решение проблемы повторной добычи золота из отходов добычи и обогащения руд сдерживается недостаточностью исследований в области технологий извлечения золота из низкосортного сырья. Вопросы получения золота из накопленных отходов добычи и переработки руд на завершающем этапе разработки золоторудных месторождений формирует самостоятельную крупную проблему горной науки и практики.

Ввиду истощения россыпных месторождений золота и серебра и вовлечения в переработку сырья с низким содержанием ценных компонентов и сложным составом требуются новые, более современные и высокоэффективные технологии их извлечения. Традиционный метод извлечения золота из руд заключается во флотационном обогащении, обжиге и последующем цианировании огарка. В меньшем масштабе применяют процессы Albion, Leachox, Nitrox, Arseno и др. К перспективным способам переработки золотосодержащего сырья относятся различные виды гидрохлорирования [3].

В настоящее время на большинстве ЗИФ перерабатывают руды, в которых присутствуют сульфидные минералы. Золото в таких рудах частично ассоциировано с сульфидами, а частично находится в свободном состоянии. В большинстве случаев руды этого типа относятся к категории упорных [4]. На современных ЗИФ эти руды, как правило, обогащаются флотацией. Цианирование с последующим осаждением благородных металлов из растворов цинковой пылью или электролизом, используемое в настоящее время для извлечения золота и серебра из руд, не удовлетворяет все

ужесточающимся требованиям к охране окружающей среды и имеет существенные недостатки. Главные из них - высокая токсичность используемых реагентов и неполнота отмывки растворенных благородных металлов, приводящая к их потерям. В связи с этим в последние годы ведется активный поиск альтернативных цианиду реагентов и путей интенсификации процесса извлечения благородных металлов из руд. Одним из эффективных методов является сорбционное выщелачивание. Применение сорбционных методов в сочетании с выщелачиванием позволяет получать растворы с высоким содержанием благородных металлов. Однако в связи с высокой селективностью сорбентов к ионам золота и серебра их разделение после сорбции и последующее аналитическое определение весьма затруднительно. Поэтому сорбционно-спектроскопические методы, позволяющие измерять аналитический сигнал непосредственно в фазе сорбента, например, спектроскопия диффузного отражения, приобретают в этом случае важное значение, особенно с применением селективных органических ионитов, обладающих высокой обменной емкостью и комплексообразующей способностью при извлечении ионов благородных металлов.

Цель работы – Разработка способа выщелачивания золота из упорного и труднообогатимого минерального сырья АО «Алтынтау-Кокшетау» с применением различных реагентов-активаторов окисления.

Основание и исходные данные для разработки темы.

Сырьевая база золотодобывающей промышленности претерпевает в последнее время значительные изменения. Наряду с традиционными сульфидными, смешанными и окисленными рудами, вовлекаются в переработку месторождения с различной долей сланцевых составляющих. Для этих руд характерно существование свободного, весьма тонкого золота, равномерно распределенного в руде. В зависимости от минералогического состава руд и крупности золота в них в настоящее время используют три основных способа переработки сырья: гравитационное обогащение; флотационное обогащение; выщелачивание золота с предварительным окислением.

Актуальность. В последние годы для извлечения золота из золотосодержащего сырья применяют окисление сульфидных минералов с помощью поверхностно активных веществ, которые могут выступать в кислой среде в качестве окислителей для разрушения кристаллических решеток сульфидных минералов, вмещающих золото. Достижения в этой области имеются в Институте Пастера (Франция), а также в Университете города Дакара (Сенегал). При недостаточном уровне окисления: образуется свободная сера или ее промежуточные формы окисления, которые приводят к потреблению кислорода в цикле выщелачивания, увеличению расхода цианида за счет образования роданидов, пассивации поверхности золотин, что в общем итоге приводит к снижению извлечения золота.

Обоснование необходимости проведения НИР

Для выщелачивания золотосодержащих руд и концентратов в настоящее время широко используют цианиды, образующие хорошо растворимые комплексы золота и серебра. В то же время ведутся многочисленные исследования по поиску альтернативных методов гидрометаллургического извлечения благородных металлов исключая применение цианидов.

Одним из важных вопросов при переработке золотосодержащих техногенного сырья является предварительное окисление сульфидной части для более полного извлечения золота.

Из вышеописанного следует, что изыскание новых и совершенствование известных способов позволяющих осуществлять извлечение золота из лежалых хвостов и проб руды с предварительным окислением, является вполне актуальным и целесообразным

Рекомендации по внедрению или итоги внедрения результатов НИР. В АО «Алтынтау-Кокшетау» направлены предложения по выполнению тестовых исследований по извлечению золота из техногенного сырья, относящегося к категории упорного и труднообогатимого.

Область применения. Горно-обогатительная и металлургическая отрасли промышленности Республики Казахстан.

Экономическая эффективность или значимость работы. Разрабатываемая технология обеспечит доизвлечение золота из упорного и техногенного сырья. Данная технология позволяет решить вопрос переработки токсичного, содержащего большие количества арсенопирита техногенного сырья, исключая обжиг и дорогостоящие операции по улавливанию и утилизации мышьяка.

Прогнозные предложения о развитии объекта исследований. На основании полученных результатов будут созданы новые технологии переработки упорного, труднообогатимого сырья, включая бесцианидные методы доизвлечения благородных металлов.

Теоретическая и методологическая основа работы. Проведение комплекса научно-исследовательских работ осуществлялось с использованием поверенных приборов и средств измерений, сертифицированных методик. Методы исследования – в процессе работы проводились аналитические исследования (атомно-эмиссионный спектральный полуколичественный, ИК-спектрофотометрический, рентгенофазовый, рентгенофлуоресцентный и химико-аналитический).

Практическая база написания работы. Работа является результатом экспериментальных исследований автора, выполненных в АО «Институт металлургии и обогащения» в лаборатории спецметодов гидрометаллургии им. Бейсембаева Б.Б. Магистерская диссертация выполнялась в рамках проекта № AP05130143 по грантовому финансированию научных исследований на 2018-2020 гг.

1 Современное состояние и перспективы переработки золотосодержащего техногенного сырья

Современная золотодобывающая промышленность, в условиях истощения россыпных месторождений золота, вынуждена все чаще вовлекать в переработку труднообогатимое и упорное сырье. В процессе переработки подобного сырья на данный момент все также применяется основной гидрометаллургический способ, открытый еще в 1843 г Багратионом П.Р. – выщелачивание золота растворами цианидов. В 1888 г процесс цианирования золота с последующей его цементацией на цинковой пыли был запатентован Мак-Артуром и братьями Форест, а впоследствии и реализован в промышленном масштабе в 1890 г на месторождениях Южной Африки [5].

На территории современного СНГ цианидное выщелачивание золота начали использовать несколько позже. Первые гидрометаллургические производства золота впервые возникли на Урале в 1897–1898 гг. Впоследствии этот метод претерпевал различные усовершенствования и активно внедрялся во многих золотодобывающих странах. Таким образом, гидрометаллургическое производство, основанное на данных переделах и возникшее в конце XIX века, дало старт современному развитию золотодобывающей промышленности.

Сегодняшнее гидрометаллургическое производство является важной частью решения проблемы рациональной переработки сложных руд. Перспективные направления в развитии гидрометаллургических методов в первую очередь связаны с увеличивающимся спросом на золото и другие металлы, а также с возрастающим объемом вовлекаемого в переработку сырья полезных ископаемых. Основными исследовательскими разработками в современной гидрометаллургии являются регенерация реагентов, полное и комплексное извлечение всех ценных компонентов перерабатываемого сырья, рециклинговые технологии, эффективные методы выделения ценных компонентов из растворов [6].

В качестве зарубежного опыта в области развития современных гидрометаллургических технологий интересен пример европейской организации Euromines (Euromines - Европейская Ассоциация Горнодобывающей Промышленности, Металлических Руд и Промышленных Минералов). Так, в работе «Heap leaching technique in mining» (Caner Zambak, PhD) [7] приводятся директивы Euromines разных периодов касающиеся норм и стандартов по отношению к отходам горнодобывающих предприятий, методов их переработки и утилизации. В обзоре также приводятся диаграммы (рисунки 1-2) показывающие целесообразность применения того или иного метода переработки золотосодержащего сырья в зависимости от исходного содержания благородного металла и минералогического состава.

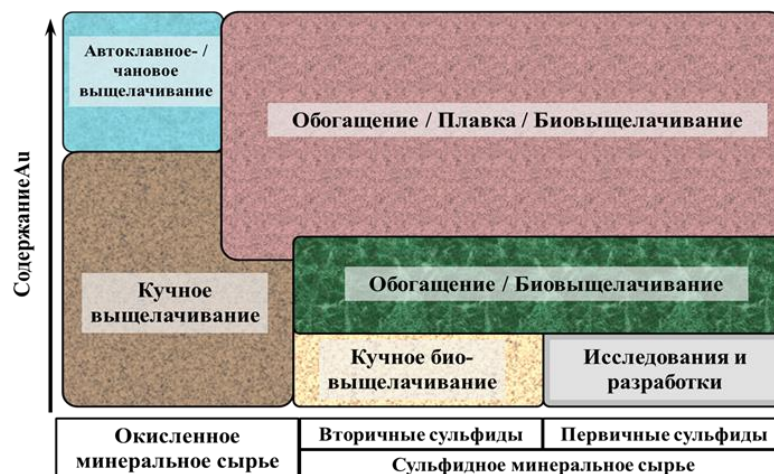


Рисунок 1 – Применение технологий в зависимости от качества и минералогического состава золотосодержащего сырья

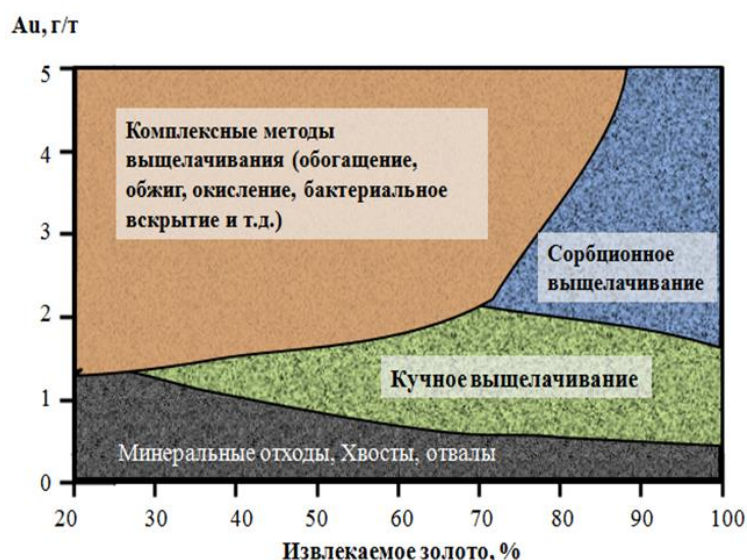


Рисунок 2 –Методы выщелачивания в зависимости от исходного содержания и степени извлекаемости золота

1.1 Анализ окислительных реакций процесса цианирования золотосодержащего сырья

Процесс интенсивного цианирования основан на использовании высоких концентраций цианида, окислителя (кислород) и щелочи. Кроме того, для интенсификации процесса цианирования возможно применение следующих приемов: повышение температуры, снижение вязкости раствора, применение аэрации, а также возможно применение реагентов-ускорителей.

Извлечение золота из упорного сырья, в котором металл зачастую связан с сульфидами, покрыт пленками или находится в тонковкрапленном состоянии, является важнейшей технологической задачей, способствующей

доизвлечению металлов и вовлечению отходов в повторную переработку с применением современных методов [8 - 14].

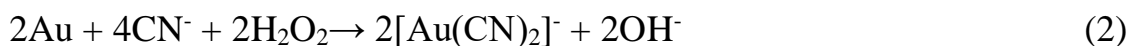
В настоящее время значительное количество литературных данных посвящено ускорению процессов цианирования благородных металлов с использованием химических добавок. Преимуществами таких методов являются высокая технологичность - отсутствие необходимости менять технологию устоявшегося производственного процесса, не требуется применения специального оборудования и высококвалифицированного персонала. К недостаткам такого подхода следует отнести увеличение экологической нагрузки на окружающую среду, что, однако, является малозначимым при использовании экологически безопасных соединений. Поэтому поиск более дешевых, эффективных и экологически безопасных реагентов-ускорителей является актуальным направлением совершенствования процесса интенсивного цианирования золотосодержащего минерального сырья [15].

Использование окислителей в процессе выщелачивания золота предполагает различные цели и методы их применения. Варьируется также и сам механизм окислительных реакций. В одном из вариантов, окисляющий реагент выступает в качестве дополнительного катализатора процесса цианирования как основной реакции выщелачивания золота. Во втором варианте реализации окислителей преследуется цель вскрытия золото-вмещающих минералов. Также, с помощью окисляющих реагентов возможна предварительная очистка золотосодержащего сырья от вредных примесей и побочных металлов, затрудняющих процесс цианирования. На сегодняшний день, растворы цианидов все еще остаются основным выщелачивающим реагентом на многих золотоизвлекательных фабриках, в то же время ведутся многочисленные исследовательские разработки бесцианидных методов извлечения благородных металлов [16-19]. Однако для успешной реализации бесцианидных методов выщелачивания золота необходимо также в свою очередь учитывать окислительные потенциалы и другие параметры, реагентов применяемых в качестве альтернативы цианидам.

Еще опытами Фарадея, было показано, что золотой листок, плавающий на поверхности раствора цианистого калия, растворяется в течение 12 минут, тогда как опущенный на дно сосуда – в течение 12 часов. Роль кислорода в цианировании золота была изучена в ряде работ, также экспериментально были рассчитаны константы равновесия и термодинамика изобарно-изотермического потенциала процессов. Было установлено, что величина константы равновесия, а следовательно, степень гидролиза и потери цианида растут с повышением температуры. Это является одной из причин проведения процесса цианирования при обычных температурах (10-20 °С). Дальнейшие работы ряда исследователей углубили и расширили представление о необходимости кислорода для растворения золота. Указанные работы показали, что золото не растворяется в цианиде без кислорода или других

агентов, заменяющих кислород, например без бромистого циана или перекиси натрия [20-21].

В процессе цианирования происходит окисление золота кислородом воздуха до Au^+ и его переход в раствор в виде комплексного аниона $[Au(CN)_2]^-$. Химизм описывается двумя последовательно протекающими реакциями:



Суммарная реакция:



Для реакции (1) $K_p \approx 3 \times 10^{13}$, $\Delta G_{298}^0 \approx -75,3$ кДж

Для реакции (2) $K_p \approx 2 \times 10^{50}$, $\Delta G_{298}^0 \approx -288$ кДж

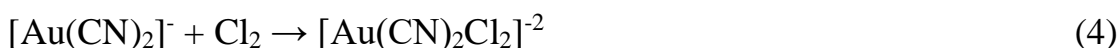
Окислительный потенциал золота весьма высок ($\varphi_0 = +1,88$ В). Наиболее известные окислители имеют меньшие потенциалы и не могут окислить золото. Известный и распространенный в гидрометаллургии окислитель - это кислород, потенциал которого также уступает золоту ($\varphi_0 = +0,40$ В и $\varphi_0 = -0,15$ В в щелочной среде), не способен переводить металлическое золото в раствор в виде катиона Au^+ . Однако, факт снижения потенциала золота в цианистых растворах, за счет уменьшения активности металла и последующим окислением цианоауратов позволяет значительно сместить константу равновесия реакции (3) в сторону образования продуктов $[Au(CN)_2]^-$. Согласно уравнению Нернста установленный потенциал полуреакции $[Au(CN)_2]^- = Au^+ + 2CN^-$ составляет $\varphi_0 = -0,54$ В, что позволяет произвести расчет влияния того или иного окислителя на интенсивность растворения золота. Так, в процессе подбора окисляющего реагента был произведен предварительный расчет энергии Гиббса и константы равновесия (таблица 1), позволяющий сделать выбор наиболее оптимального варианта окисления.

Таблица 1 – расчет энергии Гиббса и логарифма константы равновесия

Окислитель	E_0 , В	ΔG_{298} кДж/моль	$\lg K_p$
O_2 (воздух)	-0,15	-75,27	13,2
Na_2O_2	+1,2	-335,82	58,9
MnO_4^-	+0,56	-106,15	18,6
Cl_2	+1,4	-374,42	65,7
ClO^-	+0,88	-274,06	48,1
H_2O_2	+0,95	-287,57	50,5

Данные таблицы указывают на протекание реакций в сторону растворения золота в цианистых растворах при стандартных условиях и окислении кислородом воздуха. Использование в качестве дополнительного окислителя перманганата (MnO_4^-) позволяет уменьшить изобарно-

изотермический потенциал и повысить показатель константы равновесия, что указывает на смещение равновесия реакции в сторону растворения золота. Однако, окислительные потенциалы соединений марганца наиболее эффективно проявляют себя в кислых средах. Применение пероксида натрия уже в более значительной степени способно сместить равновесие реакции в сторону растворения золота, т.к. величина энергии Гиббса снижается до - 335,82 кДж/моль, а логарифм константы равновесия достигает показателя 58,9. Таким образом, в присутствии цианидов золото образует комплексы, является сильным восстановителем и легко подвергается окислению по примеру реакции:



Согласно данной реакции (4) степень окисления в образующемся комплексе формально равна +2. Однако, исходя из экспериментальных данных справочных источников [22-23], подобная степень не характерна для золота и в подобных соединениях металл присутствует в виде ионов $\text{Au}^{1+}/\text{Au}^{3+}$.

1.2 Окисление соединениями хлора

Практика применения окислительных свойств соединений хлора, заслуживает отдельного рассмотрения. Так, для Cl_2 (газа) нормальный окислительный потенциал равен + 1,4В; для HClO (хлорноватистой кислоты) он равен +1,50 В; для ClO^- (гипохлорит-иона) +0,88 В. Теоретически, окисление более интенсивно должно протекать в слабокислой среде, когда образуется наибольшее количество хлорноватистой кислоты, но при этом еще присутствует молекулярный хлор, который, реагируя с цианидами, образует сильно токсичный хлор-циан. В сильнощелочной среде (при рН более 11-12) в растворе присутствуют только гипохлорит-ионы, окислительный потенциал которых ниже чем у других описанных выше соединений хлора. Поэтому при указанном оптимальном значении рН 10-11 количество молекулярного хлора сведено к минимуму, следовательно, возможность образования хлор-циана исключена, и в то же время еще имеется в достаточном количестве хлорноватистая кислота, окислительный потенциал которой значительно выше, чем окислительный потенциал гипохлорит-иона. Изложенное выше можно проиллюстрировать кривой диссоциации HClO в воде при различных значениях рН, приведенной на рисунке 3. Поведение соединений хлора от показателя рН среды было подробно изучено отечественными и зарубежными исследователями [24- 25].

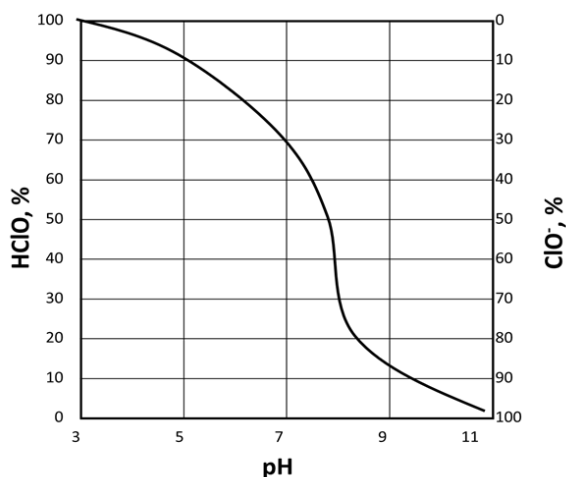


Рисунок 3 - Зависимость диссоциации HClO от значений pH

Проведенные ранее работы по окислительному выщелачиванию также подтвердили эффективность использования гипохлорита кальция [26-30]. Несмотря на высокий окислительный потенциал молекулярного хлора, а также имеющийся опыт хлорного выщелачивания [31], использование его в щелочных растворах сместит диссоциацию в сторону образования гипохлорит ионов ClO⁻ [32].

Преимущество применения хлорных окислителей для гидрометаллургической переработки золотосодержащего сырья заключается в возможности их применения, как в кислых, так и щелочных средах, в то время как использование перманганатов и других соединений марганца не целесообразно в щелочных средах. В ряде работ была показана эффективность применения перекиси водорода, но также и отмечена его побочная реакция, приводящая к окислению цианида [37-38]. Кроме того, аналогично перманганату, применение пероксида водорода в качестве окислителя более целесообразно для кислых сред.

1.3 Окислительный обжиг

Доля минерального сырья, содержащего упорное и трудноизвлекаемое золото, ежегодно увеличивается и на данный момент составляет более 40%. Наиболее распространенной причиной низких показателей извлечения золота из упорного сырья, в первую очередь, являются тонкая вкрапленность золота в сульфидных минералах, зачастую в пирите и арсенопирите, а также присутствие в составе активного углерода, оказывающего сорбирующий эффект на золото при цианировании («прег-роббинг») [33-34]. Немаловажным фактором следует также считать и значительные количества мышьяка, которые часто обнаруживаются в составе подобного сырья, что в свою очередь требует применения экологически безопасных методов его вывода и утилизации.

Наиболее часто применяемый метод извлечения золота из упорных руд предполагает комбинированную переработку, включающую стадии флотационного обогащения, обжига и последующего цианирования огарка [35]. После обжига, получаемый огарок представляет собой пористую структуру с хорошей проницаемостью для выщелачивающих растворов. Изначально содержащееся в виде сульфидов железа, при обжиге переходит в окисленную форму по типу гематита, а сера и мышьяк переходят в газовую фазу в форме оксидов SO_2 и As_2O_3 . Также при помощи окислительного обжига удаляется и углерод за счет его простого сгорания. При обработке, получаемой в процессе обжига, газовой фазы, одной из главных задач является перевод мышьяка в малотоксичные соединения для складирования в хвостохранилищах. Газовая фаза содержит достаточное количество оксида серы для производства серной кислоты, либо предполагается обработка щелочью до образования сульфата кальция. Основными преимуществами обжига считаются его простота и экономичность, он по-прежнему применяется в Канаде, ЮАР, Австралии и других странах. Однако, практика его применения заметно сокращается, в виду необходимости жесткого контроля за выбросами SO_2 и As_2O_3 . Также, тенденция сокращения применения обжига для предварительной обработки упорного золотосодержащего вызвана и серьезными недостатками, такими как - невысокое извлечение золота, обусловленное образованием на вскрываемых золотилах пленок легкоплавких соединений; унос части золота в возгонах мышьяка; неизбежное загрязнение окружающей среды выбросами мышьяка и серы; необходимостью дорогостоящих мер по утилизации высоко-токсичного триоксида мышьяка [36].

1.4 Бактериальное окисление

Исследования по биохимическому вскрытию упорных золото- и серебросодержащих руд (концентратов), активно проводятся в научно-исследовательских центрах России, стран СНГ и дальнего зарубежья [35].

Процесс биоокисления для переработки упорных золотосодержащих руд и концентратов был промышленно внедрен в 1986 году, когда технология биоокисления BIOX® была успешно применена на золотом руднике Fairview в Южной Африке [36].

В процессе используется смесь разных групп бактерий для окисления сульфидной минеральной матрицы при температурах около 40-50 °С. Типичный цех биологического окисления для переработки флотационного концентрата включает в себя следующие операции: непосредственно процесс в реакторе с баком-смесителем, подача воздуха в реакторы, охлаждение раствора реактора, промывка противоточной декантацией и нейтрализация стоков [35, 37].

Главными преимуществами бактериального окисления можно отметить высокую эффективность перевода двухвалентного железа в трехвалентное, а также недорогую стоимость данной технологии. В тоже время, мнения исследователей и специалистов в области гидрометаллургии расходятся в оценке эффективности применения биохимического выщелачивания и условно их можно разделить на три группы. Так, одна группа исследователей считает применение биохимического выщелачивания перспективным и эффективным направлением гидрометаллургии, что наглядно показано в многочисленных работах отечественных и зарубежных ученых [8-11, 39-59]. Отношение другой группы гидрометаллургов к биовыщелачиванию можно охарактеризовать как крайне скептическое. Отсутствие критических статей, отчетов, а также научных работ с негативными оценками биохимической технологии, обусловлено тем, что ученые и специалисты из данной группы просто исключают подобное направление в своих исследованиях. Третья группа специалистов склоняется больше к мнению, что применение бактериального окисления наиболее актуально для регионов с теплым климатом, а для условий северных широт невозможно, либо носит ограниченный, сезонный характер. Однако, несмотря на то, что наибольшее распространение данная технология приобрела в ЮАР, Австралии, странах Латинской Америки, показательным будет пример финской компании *Talvivaara*, которая в условиях северных широт в 2009-2010 годах, при внедрении биохимической технологии на месторождении Колмисоппи добилась увеличения производства в 2,7 раз [60].

Зачастую, биохимическое выщелачивание золота сочетает в себе ряд различных гидрометаллургических методов, согласно которым руду предварительно обогащают, затем полученный концентрат подвергают кислотной промывке. Пульпу отмывают в присутствии сульфата железа (II), после чего проводят обработку бактериальным раствором, содержащим железо (II) и культуру бактерий *Thiobacillus ferrooxidans*, железо(II) окисляется бактериями. Окисленную пульпу, после водной промывки уже подвергают цианированию [53].

Также проводились многочисленные исследования бактериального окисления золотосодержащих сульфидных концентратов с последующим извлечением золота цианированием [54-59]. Предварительная обработка железистоокисляющими тиобактериями повышает извлечение золота и серебра из свинцово-цинковых сульфидных отвалов тиомочевинной в присутствии окислителей: Au с 23 до 92,3 %, Ag с 45 до 78,4 % [61].

В настоящее время бактериальное выщелачивание широко используется в ряде стран для получения также и других металлов из руд в промышленных масштабах. Интенсивно ведущиеся исследования в области биогидрометаллургии позволяют вовлекать в переработку огромные запасы забалансовых и отвальных руд, а также промпродукты и отходы обогатительных фабрик. Этот метод экономически выгоден, снижает

загрязнение окружающей среды и обеспечивает комплексное использование минерального сырья.

На сегодняшний день в Казахстане активно ведутся научные работы по внедрению биохимического выщелачивания в сферу гидрометаллургии благородных металлов. В то же время, отечественные разработки в области бактериального окисления забалансового сырья пока не нашли массового применения в производстве. Наиболее часто используемый класс железоокисляющих бактерий *Acidithiobacillus Ferrooxidans*, имеет многочисленные штаммы, различающиеся как генетикой, так и особенностями метаболизма. Поэтому, один и тот же штамм бактерий не может служить универсальным окислителем абсолютно для каждого типа сырья. Поэтому, в процессе исследования биохимической технологии требуется выведение и опробование штаммов железоокисляющих бактерий, максимально адаптированных к условиям минералогии горных пород, составу гидросферы и литосферы конкретного месторождения. В ряде случаев, элементный и минеральный состав золотосодержащего сырья может оказаться полностью не пригодным для применения бактериального окисления.

1.5 Автоклавное выщелачивание

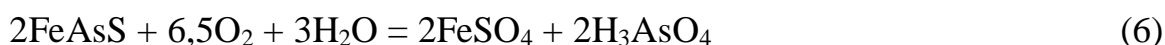
Для выщелачивания под давлением в основном используют горизонтальные многокамерные автоклавы, с футеровкой из кислотостойкого кирпича [62]. Процесс происходит при 700-800 °С и давлении кислорода 200-700 кПа (общее давление в автоклаве 1800-3200 кПа); благодаря данным параметрам практически полностью исключается возможность образования молекулярной серы. Обычная продолжительность автоклавного выщелачивания в большинстве случаев не превышает 1-1,5 ч.

Автоклавный метод, в сравнении с окислительным обжигом, имеет следующие преимущества: более высокий процент извлечения золота; исключаются газовые выбросы соединений мышьяка и серы, а вывод мышьяка из системы происходит в виде малотоксичного арсената железа, сброс которого возможен в обычное хвостохранилище; минимальное влияние примесей, таких как сурьма и свинец (снижающих извлечение золота в случае применения обжига); возможность переработки, как флотационных концентратов, так и исходных руд.

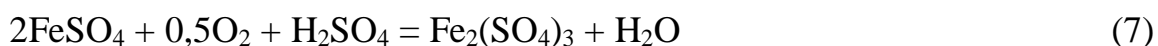
В сравнении же с бактериальным выщелачиванием, обработка сырья в автоклавах позволяет достигать более полного окисления сульфидов (в т.ч. упорного пирита), что впоследствии обеспечивает более высокое извлечение золота. Внедрение автоклавного как и биологического окисления, а также инновационных технологий в окислительном обжиге в середине 1980-х гг. значительно повлияли на переработку упорных золотосодержащих руд и позволили разрабатывать ранее нерентабельные месторождения.

Основной принцип действия автоклавного окисления сводится к тому, что концентрация окислителя, кислорода воздуха, при нормальном давлении мала и процесс идет медленно. Повышение давления приводит и к увеличению парциального давления кислорода, что в свою очередь ускоряет процесс за счет. Автоклавное вскрытие сульфидных золотосодержащих минералов может протекать как в кислой, так и в щелочной средах.

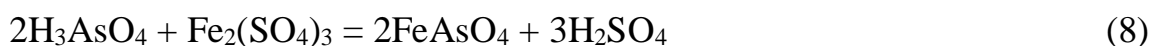
Процесс разложения сульфидных минералов (пирита и арсенопирита) в кислой среде описывается следующими окислительно-восстановительными реакциями:



Дальнейшая окислительная реакция переводит ионы двухвалентного железа кислородом до трехвалентного состояния по реакции:

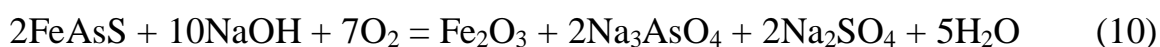


мышьяк в дальнейшем осаждается в виде малорастворимого арсената железа (III):



Данные реакции (5-8) протекают в течение 2 - 4 ч в температурном диапазоне 120 – 180 °С и давлении \approx 500 кПа. Золото, освобожденное из вскрытых сульфидных минералов, переходит в осадок, из которого его затем извлекают.

В щелочной среде окисление пирита и арсенопирита будет уже происходить по следующим реакциям:



В процессе протекания реакций (9-10) раскрытое золото и железо в оксидной форме переходят в осадок, а сера и мышьяк перейдут в раствор в виде сульфатов и арсенатов.

При автоклавной обработке сырья, на вскрываемом золоте исключается образование пленок легкоплавких соединений и примесей, что зачастую характерно для окислительного обжига. Таким образом, последующее цианирование автоклавных осадков дает наиболее высокие показатели извлечения золота (до 96 –98 %), чем при цианировании огарков.

К недостаткам автоклавного выщелачивания можно отнести ограниченность по объему, дорогостоящие эксплуатационные затраты, а также необходимость дополнительного повышенного контроля к оборудованию. Тем не менее, данный способ был запатентован и нашел

широкое применение в США, где для переработки упорных сульфидных золотосодержащих руд применяют автоклавное окисление сульфидов кислородом под давлением в присутствии H_2SO_4 , а получаемый после нейтрализации кислой среды осадок цианируют [63]. В 1986 году на предприятии МакЛафлин Голд Майн (США) была запущена первая промышленная установка автоклавного выщелачивания для переработки упорного золотосодержащего сырья [64]. На сегодняшний день в американской золотодобывающей отрасли функционирует уже восемь производств использующих автоклавное окисление.

1.6 Использование альтернативных видов окислителей и методов выщелачивания. Бесцианидные способы выщелачивания.

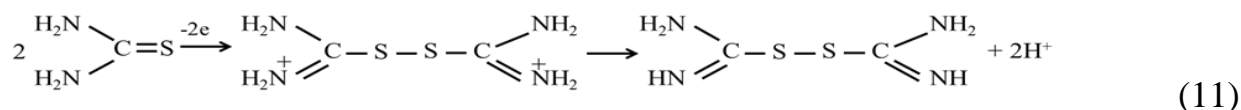
Помимо наиболее известных и часто применяемых методов предварительной обработки сырья с целью окисления сульфидных минералов или интенсификации процесса цианирования, существуют также многочисленные исследования направленные на поиск других возможных аналогов окисляющих реагентов, в том числе и способов бесцианидного выщелачивания золота.

Так, например, в Австралии был изучен метод повышения степени извлечения благородных металлов за счет воздействия на процессе переменного электрического тока в присутствии окислителей [65]. В данном случае качестве окислителя возможно использование соединений железа(III) или гипохлорита, а в качестве растворителей и комплексообразователей, наряду с цианидами, возможно применение растворов с Cl^- ионами, тиомочевины, тиосульфата. Известно, что соединения железа(III) относящиеся к достаточно сильным окислителям, могут способствовать растворению элементного золота в соляно- и сернокислых растворах тиомочевины с образованием катионных комплексов [66-67].

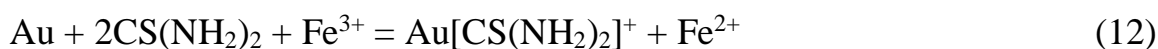
Применение тиомочевинного выщелачивания и соединений железа (III), в качестве альтернативного окисляющего реагента для переработки золотосодержащего сырья, было рассмотрено еще в 40-х годах прошлого века И.Н. Плаксиным [21]. Выщелачивание проводится в кислой среде при pH 2-4, в данных условиях тиомочевина не подвергается окислению, а в качестве окислителя используется сернокислый раствор соли трехвалентного железа $Fe_2(SO_4)_3$. Скорость процесса напрямую зависит от pH раствора и концентраций тиомочевины и сульфата железа (III). Способность тиомочевины $[CS(NH_2)_2]$ к комплексообразованию определяется присутствием в соединении группы $NH_2-C=S$. Устойчивость тиокарбамидного комплекса золота $Au[CS(NH_2)_2]_2^+$, определенная полярографическим методом, равна $4,4 \times 10^{22}$.

Применение серной кислоты позволяет достигать наибольшей устойчивости комплекса тиомочевины с золотом при pH=4, а также понижает

степень гидролиза сульфата железа (III). Процесс растворения золота в тиомочевине может протекать без участия кислорода, основная окисляющая роль в данном случае отводится сульфату железа (III) и связана с образованием комплекса $[\text{Fe}(\text{SO}_4)\text{CS}(\text{NH}_2)_2]^+$. Однако, наличие в системе кислорода, будет способствовать окислению тиомочевины до дисульфида формамидина, который сам по себе является сильным окислителем для растворения золота. Процесс образования дисульфида формамидина подробно рассмотрен в области органической химии [68] и выражается реакцией:



Образующийся с молекулами тиомочевины катионный комплекс золота $\text{Au}[\text{CS}(\text{NH}_2)_2]_2^+$ обладает константой нестойкости равной $3,2 \times 10^{-26}$. Поэтому в растворе тиомочевины стандартный потенциал золота понижается до +0,38 В. Этим объясняется растворимость золота в кислых водных растворах тиомочевины, содержащих в качестве окислителя ионы Fe^{3+} :



Помимо использования тиомочевины возможно также применение и других органических соединений в процессе выщелачивания золота. Механизм влияния органических соединений на извлечение золота различен и во многом зависит от состава и структуры их молекул. Так согласно некоторым исследованиям [69], если при выщелачивании золота в качестве растворителя использовать органические агенты, то процесс целесообразно вести в присутствии галогенсодержащих соединений (помимо окислителей). Известны также соединения, в которых связи полностью осуществляются через атомы серы или азота; растворение золота в присутствии подобных лигандов возможно при наличии в системе только окислителя. На практике также известны способы цианидного выщелачивания в присутствии поверхностно-активных веществ (ПАВ) [70-71]. Воздействие ПАВ на процесс выщелачивания золота заключается в увеличении скорости окисления сульфидов в начальный период, сокращении инкубационного периода начала их окисления (лагфаза). Однако полнота завершения процесса практически не изменяется. Рекомендуются добавлять в раствор 0,0001-0,05 % ПАВ на основе полиэксиэтиленовых моно-лауратов, пальматов, стеаратов, олеатов [72].

Развитие исследований направленных на поиск альтернативных гидрометаллургических методов переработки золотосодержащего сырья, позволяющих снизить или полностью исключить применение цианистых растворов, способствовало более детальному изучению соединений образующих с золотом устойчивые комплексы. В исследовательских работах [73-76] отражена способность золота к образованию водорастворимых комплексных соединений, обладающих определенной химической

устойчивостью, в частности подробно приведены примеры соединений золота с гидросульфидами (HS^-), тиосульфатом натрия и аммония ($\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$), тиоцианатами (CNS^-), тиокарбамидами и др. Имеются работы, посвященные изучению линейных двухкоординационных комплексах золота (I) и плоско-квадратных комплексах золота (II), соединений золота с более высокими координационными числами металла [77-80].

2 Исходное сырье и материалы, методы исследования

Объектами исследования являлись лежалые хвосты сорбции Васильковского золоторудного месторождения. Группа компаний «Altyntau», созданная в 2011 году, является крупнейшей в Казахстане в сфере добычи и переработки золота и состоит из Головной компании «Altyntau Resources», а также дочерних компаний – «Altyntau-Kokshetau» в Акмолинской области и «Altyntau Vostok» в Восточно-Казахстанской области.

В управлении и разработке в Группе компаний «Altyntau» находится 4 золотоносных месторождения – Васильковское в Акмолинской области, Риддер-Сокольное, Чашинское и Долинно-Обручевское в Восточном Казахстане, которые разрабатываются компаниями Группы по территориальной принадлежности.

Васильковское – золоторудное месторождение мирового класса, самое крупное в золотодобывающей отрасли Казахстана. Месторождение расположено в 17 км к северу от города Кокшетау и было обнаружено в 1963 году, рудник был открыт вначале 1980-х гг.

Васильковское месторождение имеет отлично развитую инфраструктуру: автодороги, железные дороги, электроснабжение и водоснабжение, а также отличается высокими стандартами в области охраны окружающей среды, заботы о здоровье и соблюдения техники безопасности.

Ранее, в 2015 году сотрудниками АО «Институт Metallургии и Обогащения» (АО «ЦНЗМО» до 2016 г) уже производились исследования физико-химических характеристик и возможности обогащения с дальнейшей переработкой отвальных хвостов флотации золотоизвлекательной фабрики АО «Altyntau-Kokshetau» Васильковского месторождения. В 2018-2019 годах в качестве объектов исследований в лабораторию специальных методов гидрометаллургии АО «ИМиО» были направлены образцы руды текущей переработки, а также лежалые хвосты сорбционного выщелачивания, относящиеся к упорному типу сырья сложного минерального состава, при этом с достаточно большим содержанием золота. Основные исследовательские цели, помимо изучения физико-химических и минералогических характеристик, заключались в повышении показателей извлечения золота из данного сырья, путем подбора оптимальных режимов процесса и комбинаций выщелачивающих растворов с вводом дополнительных окисляющих реагентов. Фабрикой АО «Altyntau-Kokshetau» также в качестве дополнительной цели, рассматривалось исследование возможности применения бесцианидных методов выщелачивания золота из сырья Васильковского месторождения.

2.1 Методы исследования

Аналитические исследования имеющихся проб были выполнены на современных поверенных контрольно-измерительных приборах.

Химический состав определяли масс-спектрометрическим методом на атомно-абсорбционном спектрометре AA240 «Varian» с индуктивно-связанной плазмой («Varian Optical Spectroscopy Instruments», Австралия) по ГОСТ 27329-87.

Электронную растровую микроскопию и рентгеноспектральный микроанализ осуществляли на электронном растровом микроскопе с электронно-зондовым микроанализатором JEOLJXA-8230 («JEOL», Япония).

ИК - спектры растворов получены на ИК-Фурье спектрометре Thermo Nicolet Avatar 370 CsI FTIR Spectrometer в спектральном диапазоне 4000-250 см⁻¹ от препаратов в виде суспензии на вазелиновом масле в окнах KRS-5. Приставка для эксперимента: Transmission E.S.P. («Nicolet», США).

Рентгенофлуоресцентный анализ проводили на рентгенофлуоресцентном волнодисперсионном спектрометре Venus 200 Axios PANalytical B.V. (Голландия).

Рентгенофазовый анализ осуществлен на рентгеновском дифрактометре D8-ADVANCEBRUKER (Германия).

Минералогический анализ проведен на поляризационном микроскопе LEICADM 2500 P (Германия).

Гравитационное обогащение выполнялось на центробежном концентраторе с непрерывной разгрузкой Knelson KC-MD3 (Канада).

Изучение состава микрофлоры проб проводили по общепринятым микробиологическим методикам. Исследуемые пробы отбирали в соответствии с имеющимся руководством. Количественный и качественный учет микроорганизмов проводили методом прямого подсчета клеток в камере Горяева под микроскопом Leica DMLLED (Германия), а также методом посева на селективные среды в двух – трехкратных повторениях.

Национальная научная лаборатория по приоритетному направлению «Технологии для углеводородного и горно-металлургического секторов и связанных с ними сервисных отраслей» АО «ИМиО» аккредитована на техническую компетентность в Национальном центре аккредитации Комитета технического регулирования и метрологии – Аттестат аккредитации №KZ-И.02.1138 от 23.02.2016 г. (действителен до 23.02.2021 г., на соответствие требованиям ГОСТ ИСО/МЭК 17025-2009 «Общие требования к компетентности испытательных и калибровочных лабораторий»). В АО «ИМиО» имеются: Гос. лицензия на работу с прекурсорами №16011676 от 21.07.2016 г., Государственная лицензия на работу ядами №16011643 от 20.07.2016 г.

2.2 Исследование химического, фазового и минералогического состава проб

В соответствии с поставленной задачей в лабораторных условиях выполнены основные стадии - монтаж лабораторных установок, подготовка

необходимых компонентов и реагентов, изучение физико-химических свойств лежалых хвостов сорбции и руды золотоизвлекательной фабрики, проведение исследований по комплексной переработке золотосодержащего сырья золотоизвлекательной фабрики. Для проведения научно-исследовательских работ использованы представительные пробы лежалых хвостов ЗИФ Васильковского месторождения ТОО «Altyntau-Kokshetau».

Для определения химического состава проб, в первую очередь были выполнены рентгенофлуорисцентный и химический анализы, результаты которых представлены в таблицах 2 и 3.

Таблица 2 – результаты рентгенофлуорисцентного анализа проб месторождений АО «Алтынтау-Кокшетау»

Лежалые хвосты сорбции (2018 год)				Лежалые хвосты сорбции (2019 год)			
элемент	%	элемент	%	элемент	%	элемент	%
O	31,675	Fe	15,109	O	44,097	Cr	0,018
Na	0,821	Co	0,04	Na	0,862	Mn	0,018
Al	4,477	Cu	0,115	Al	3,669	Fe	14,602
Si	15,677	Zn	0,006	Si	12,5	Co	0,041
P	0,034	As	17,15	P	0,028	Ni	0,015
S	11,877	Rb	0,006	S	5,025	Cu	0,113
Cl	0,048	Sr	0,007	Cl	0,072	As	15,627
K	1,00	Zr	0,012	K	0,935	Rb	0,007
Ca	1,71	Sb	0,027	Ca	1,26	Zr	0,016
Ti	0,103	Bi	0,065	Ti	0,108	Bi	0,075

Таблица 3 – результаты химического анализа проб месторождения АО «Алтынтау-Кокшетау»

Проба	Au г/т	Ag г/т	Fe	S	Cu	Zn
Хвосты сорб. 2018 г.	4,75	0,92	20,9	12,72	0,1	0,005
Хвосты сорб. 2019 г.	5,84	1,67	18,23	5,37	0,11	0,004

Из данных таблицы №3 видно, что основная массовая доля элементного состава в образце лежалых хвостов, отобранных в 2018 году, приходится на кислород и кремний, что характерно для кварца SiO₂; отмечены значительные содержания - мышьяка – 17,15 %, железа – 15,109 %, и серы – 11,877 %. Это характерно соединениям по типу пирита и арсенопирита. Также в пробе присутствует заметное количество алюминия – 4,477 %. В пробе лежалых хвостов отбора 2019 года, как и в пробе отобранной годом ранее, также отмечены значительные содержания железа - 14,602 %, мышьяка – 15,627 %, содержание серы оказалось почти вдвое меньше – 5,0 %.

Рентгенофазовый анализ также показал некоторые различия в составе проб лежалых хвостов Васильковского месторождения разных годов отбора (таблица 4). В первой пробе анализом было установлено явное преобладание

арсенопирита – 29,2 %, кварца – 16,5 % и пирита – 10,3 %, остальная масса приходилась на различные алюмосиликатные включения. Вторая проба оказалась более многообразной в плане алюмосиликатных и магнетитных минеральных фаз, содержание арсенопирита было отмечено на уровне 11,2 %, пирита – 6,7 %.

Таблица 4 – рентгенофазовый анализ проб лежалых хвостов Васильковского месторождения

Проба 2018 года		
Compound Name	Formula	%
Arsenopyrite	FeAsS	29,2
Quartz, syn	SiO ₂	16,5
Pyrite	FeS ₂	10,3
Albite	Na(AlSi ₃ O ₈)	9,6
Muscovite 2M1	KAl ₃ Si ₃ O ₁₀ (OH) ₂	9,3
Tremolite	(Ca,Na,Fe) ₂ Mg ₅ Si ₈ O ₂₂ (OH) ₂	8,3
Clinochlore	(Mg,Fe) ₅ Al(Si ₃ Al)O ₁₀ (OH) ₈	6,4
Calcite	Ca(CO ₃)	5,6
Microcline, intermediate	KAlSi ₃ O ₈	4,6
Проба 2019 года		
Compound Name	Formula	%
Gehlenite	2CaO·Al ₂ O ₃ ·SiO ₂	13,9
SodiumAluminumSilicateHydrate	Na ₆ (AlSiO ₄) ₆ ·4H ₂ O	12,5
CalciumIronOxide	Ca _{0,15} Fe _{2,85} O ₄	11,6
Arsenopyrite	FeAsS	11,2
Gypsum	Ca(SO ₄)(H ₂ O) ₂	7,4
Pyrite, syn	FeS ₂	6,7
Quartz, syn	SiO ₂	6,0
AluminumSilicate	Al _{1,4} Si _{0,3} O _{2,7}	4,8
Sanidine, ferrian	KFe _{0,28} Al _{0,72} Si ₃ O ₈	3,2
Microcline, intermediate	KAlSi ₃ O ₈	3,1
IronOxide	Fe ₂ O ₃	4,1
Riebeckite	Na ₂ Fe ₂ Fe _{2,5} Mg _{0,5} Si ₈ O ₂₂ (OH) ₂	2,6
Clinochlore	Mg-Fe-Fe-Al-Si-O-OH	2,5
SiliconOxide	SiO ₂	2,4
SodiumIronOxide	Na ₃ (FeO ₃)	2,3
Muscovite-2M2	(K,Na)Al ₂ (Si,Al) ₄ O ₁₀ (OH) ₂	2,2
Albite, calcian, ordered	(Na,Ca)(Si,Al) ₄ O ₈	1,7
Anorthoclase, disordered	(Na,K)(Si ₃ Al)O ₈	1,7

Тяжелые цветные металлы в обоих образцах, были зафиксированы в малых количествах: Cu – 0,113-0,115 %, Zn – 0,004-0,005 %, Ni – 0,015 %. Содержание легких цветных металлов, в исследуемых образцах, обнаруживалось уже в достаточно заметных количествах: Al – 3,7- 4,5 %, Ti – 0,1-0,11 %.

Данные по содержанию таких цветных металлов как медь и цинк, указывают на нецелесообразность их извлечения в качестве продукта. Однако, предварительное их удаление из проб, при помощи кислотной промывки,

облегчит процесс последующего цианирования. Также, кислотная промывка позволяет снизить содержание железа, которое также затрудняет процесс цианирования, образуя цианокомплексы.

Отдельно следует отметить алюминий, относящийся к легким цветным металлам. Несмотря на то что алюминий инертный элемент и практически не реагирует с кислотами и щелочами, особенно в стабильной форме $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$, но некоторые его оксидные соединения проявляющие амфотерные свойства способны вступать в реакции как с щелочами так и кислотами:



Присутствие активной формы оксида алюминия в пробе, в процессе цианидного выщелачивания золота будет приводить к снижению показателя рН. Подобное снижение рН с 10,5-11,0 до 8-9 наблюдалось при выщелачивании лежалых хвостов сорбции отобранных в 2018 году, у пробы второй партии показатель кислотности изначально достигал $\text{pH} = 2$. Немаловажным фактом также является и содержание меди, которое и при 0,113-0,115 % все же может оказать воздействие на процесс цианирования. Отдельно следует упомянуть и достаточно высокое содержание железа 14-15 % в обеих пробах хвостов сорбции, способное также снижать эффективность цианирования.

Минералогический анализ проб осуществлялся под микроскопом марки OLYMPUSBX – 51, в иммерсионных средах и в полированных искусственных брикетах, изготовленных из изучаемого материала, микроскопом в брикетах в отраженном свете и в иммерсионных препаратах из сыпучего материала проб. В иммерсионных препаратах изучался состав нерудной составляющей пробы и продуктов обогащения, в искусственных полированных аншлифах – брикетах рудные минералы. Съёмка минералов с определением их состава, выполнялась при режимах: COMPO, WDS.

Образцы лежалых хвостов представляют собой золотоносное месторождение, в виде тонкозернистого сыпучего материала, черного цвета. Зерна в брикете очень мелкие, размером в сотые доли мм и до 0,01 – 0,09-0,1 мм. Большая часть обломков зерен неправильной формы. Зерна обычно свободные, но встречаются и в виде включений в нерудной массе. Породообразующие минералы по данным минералогического и рентгенофазового анализов представлены арсенопиритом, пиритом, кварцем, мусковитом, калиевым полевым шпатом, альбитом, кальцитом. Преобладает арсенопирит (рисунки 4,5,6), составляющий более 30 %, нерудная часть образует скопления как одного зерна. Пирит (рисунок 5) в основном встречается в сростке с нерудными минералами. По результату электрозондового анализа можно отметить присутствие мальдонита (рисунок 7) – минерал, имтерматаллид золота. Сингония кубическая, цвет серебряно –

белый, облик кристаллов октаэдрический. Под микроскопом установлено тонкое мирмекитовое срастание самородных золота и висмута, являющиеся продуктом распада интерметаллического соединения Au_2Bi .

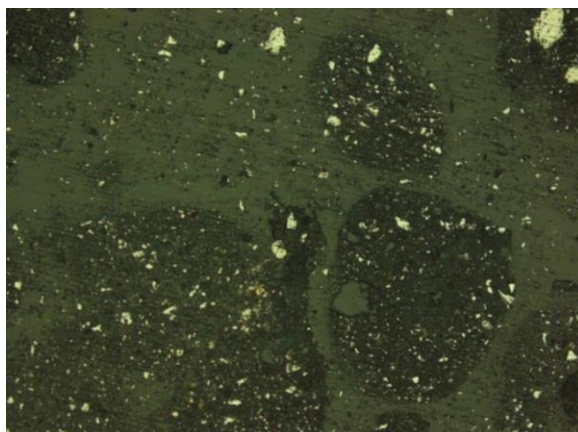


Рисунок 4 - Проба лежалых хвостов. Увеличение 100

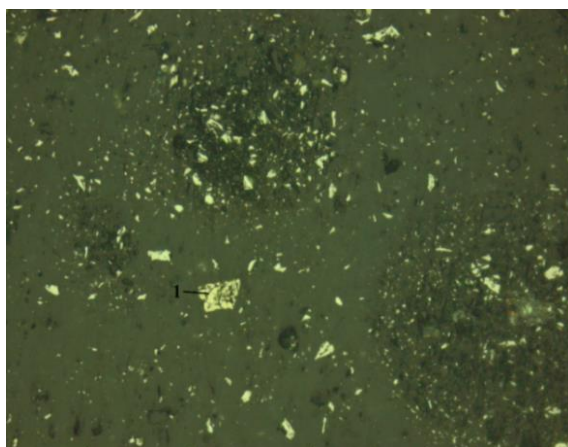


Рисунок 5 - Проба лежалых хвостов. Увеличение 200. 1- пирит

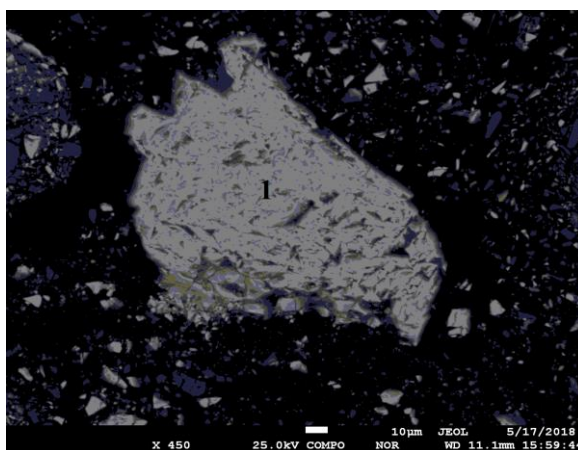


Рисунок 6 - Проба лежалых хвостов. Увеличение 450. Режим СОМРО
1 – арсенопирит

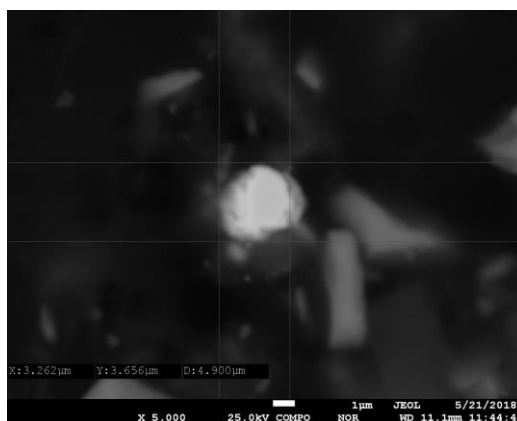


Рисунок 7 - Проба лежалых хвостов. Увеличение 5000. Режим СОМРО
Мальдонит с содержанием свинца и железа

Для определения формы нахождения золота в пробах лежалых хвостов, месторождения Васильковское, был выполнен рациональный фазовый анализ, результаты которого представлены в таблице №5.

Таблица №5 - Результаты рационального фазового анализа проб Васильковского месторождения

Формы нахождения золота	Хвосты сорбции 2018		Хвосты сорбции 2019	
	Au в г/т	Au %	Au в г/т	Au %
Тонкодисперсное самородное золото	0,35	7,37	0,45	7,7
Самородное золото	0,35	7,37	0,25	4,3
Золото связанное с кристаллической решеткой минерала	3,9	82,11	4,44	76,0
Золото в кварце	0,15	3,15	0,7	12,0
Общее содержание	4,75	100,0	5,84	100,0

В лежалых хвостах сорбции отобранных в 2018 году 82,11 % золота в основном связано с кристаллической решеткой минерала, тонкодисперсное и видимое самородное золото составляет по 7,37 %, в кварце при этом содержится всего 3,15 %. В рационально фазовом составе хвостов 2019 года были заметны уже небольшие различия в распределении золота. Как и в первом образце, основная масса благородного металла связана с кристаллической решеткой минералов – 76 %, золотые вкрапления в кварце составили 12 %, на тонкодисперсное самородное золото приходится 7,7 %, в свободной самородной форме – 4,3 %.

3 Проведение исследований по комплексной переработке золотосодержащего сырья, с применением окислителей, ПАВ и последующим цианированием

3.1 Исследования окислительного выщелачивания на золотосодержащем сырье месторождения Васильковское АО «Алтынтау-Кокшетау»

Первоначальным объектом исследований послужил образец лежалых хвостов Васильковского месторождения, отобранных из хвостохранилища в 2018 году. Выщелачивание производилось 0,1 % раствором цианида натрия. В качестве хлорсодержащего окислителя применялся гипохлорит кальция $\text{Ca}(\text{ClO})_2$.

В качестве органических окислителей были протестированы три типа поверхностно-активных веществ: стеарат натрия, анионные ПАВ и сульфанол. Сульфанол- соединение относящееся к поверхностно-активным веществам, состоящее из алкилбензолсульфоната, смеси изомеров натриевых солей алкилбензолсульфо- кислот, с общей формулой $\text{R}-\text{C}_6\text{H}_4\text{NaO}_3\text{S}$, где R — радикал, соответствующий общей формуле $\text{C}_n\text{H}_{2n+1}$, где $n=14-18$ (рисунок 8).

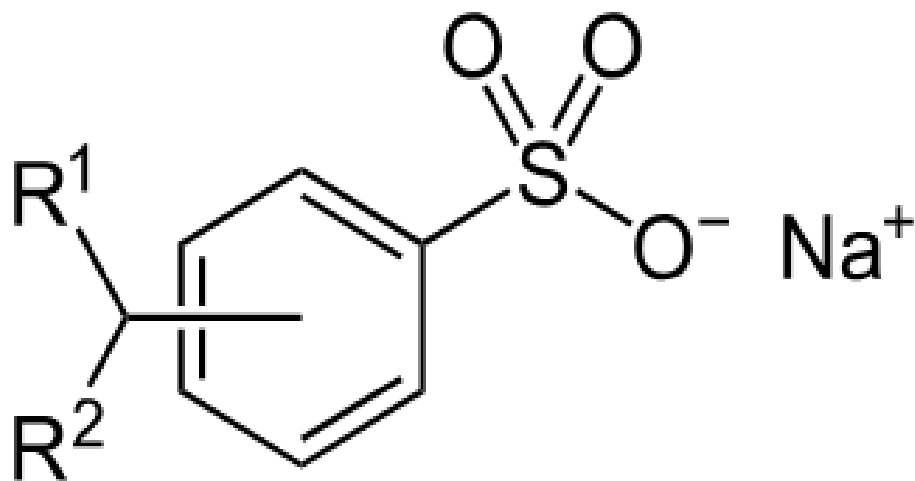


Рисунок 8 – строение алкилбензолсульфоната.

Первая серия экспериментов по выщелачиванию лежалых хвостов проводилась на пробе с исходным содержанием золота – 4,75 г/т. Помимо прямого цианирования, окисления гипохлоритом кальция и цианирования с сульфанолом и другими ПАВ, были исследованы варианты выщелачивания с предварительной обработкой фторидом аммония - для разрушения структуры кварца, сульфатом натрия - для предварительного извлечения мышьяка,

водной и кислотной промывкой, а также применен бактериальный раствор с тиомочевинной. Всего было отработано 10 вариантов выщелачивания. Варианты включали следующие условия опыта:

– Навеска лежалых хвостов- 100 г, цианидное выщелачивание NaCN- 0,1 %, Т:Ж=1:3, время 18 часов, $t = 20^{\circ}\text{C}$;

– Навеска лежалых хвостов- 100 г, кислотная промывка H_2SO_4 2 % раствор 0,3 л, время 4 часа, показатель рН: в начале 1,25, в конце 1,93. Затем фильтрация и нейтрализация, цианирование NaCN- 0,05 %, Т:Ж= 1:3, время 18 часов, $t = 20^{\circ}\text{C}$, показатель рН-11,0;

– Навеска лежалых хвостов- 100 г, кислотная промывка H_2SO_4 2 % раствор 0,3 л + NH_4F 0,5 г, время 4 часа, показатель рН: в начале 1,27, в конце 1,94. Затем фильтрация и нейтрализация, цианирование NaCN- 0,05 %, Т:Ж= 1:3, время 18 часов, $t = 20^{\circ}\text{C}$, показатель рН-11,0;

– Навеска лежалых хвостов- 100 г + $\text{Ca}(\text{ClO})_2$ - 1г/0,3 л, время 4 часа, показатель рН: в начале 7,2, в конце 7,0, цианирование NaCN- 0,1 %, Т:Ж=1:3, время 18 часов, $t = 20^{\circ}\text{C}$, показатель рН-11,0;

– Навеска лежалых хвостов- 100 г, кислотная промывка H_2SO_4 2 % раствор 0,3 л + Na_2SO_4 - 3,5 г + NH_4F -0,6 г, время 4 часа, показатель рН: в начале 2,5, в конце 2,19. Затем фильтрация и нейтрализация, цианирование NaCN- 0,1 %, Т:Ж=1:3, время 18 часов, $t = 20^{\circ}\text{C}$, показатель рН-11,0;

– Навеска лежалых хвостов- 100 г, водная промывка 0,3 л воды, время 1 час, показатель рН 7,9. Затем сгущение. Твердая фаза + кислотная промывка H_2SO_4 3 % раствор, Т:Ж=1:3, время 4 часа рН-1,3. Затем кек + бактериальный раствор, время 1,5 часа. Сгущение. Затем кек + кислотная промывка H_2SO_4 3 % раствор + $\text{CS}(\text{NH}_2)_2$ - 1 г, время 1,5 часа, показатель рН: в начале 1,5, в конце - 1,5. Бактериальный раствор использовался как источник Fe^{+3} .

– Навеска лежалых хвостов- 100 г, цианидное выщелачивание NaCN - 0,1 %, с добавлением сульфанола (ПАВ) 0,5 г, Т:Ж=1:3, время 18 часов, $t = 20^{\circ}\text{C}$, показатель рН-11,0.

– Навеска лежалых хвостов- 100 г, цианидное выщелачивание NaCN- 0,1 %, с добавлением стеарата натрия (ПАВ) 3,5 г, Т:Ж=1:3, время 18 часов, $t = 20^{\circ}\text{C}$, показатель рН-11,0.

– Навеска лежалых хвостов- 100 г, цианидное выщелачивание NaCN - 0,1 %, с добавлением анионных ПАВ - 2,5 г, Т:Ж=1:3, время 18 часов, $t = 20^{\circ}\text{C}$, показатель рН-11,0.

После завершения экспериментов пробы фильтровались, сушились. Полученный кек сдавался на химический анализ, результаты которого представлены в таблице 6.

Таблица 6 - Химический состав твердой фазы после выщелачивания и показатель извлечения золота из лежалых хвостов месторождения Васильковское.

Твердая фаза после выщелачивания	Au, г/г	Fe, %	Cu, %	As, %	S, %	E Au, %
1. NaCN-0,1 %	3,84	23,67	0,095	19,69	12,02	19,16
2. H ₂ SO ₄ 2 %, NaCN-0,05 %	4,22	21,82	0,095	19,62	12,72	11,16
3. H ₂ SO ₄ 2 %, NH ₄ F 0,5 г, NaCN - 0,05 %,	3,88	23,21	0,093	19,62	12,69	18,32
4. Ca(ClO) ₂ - 1г, NaCN- 0,1 %	3,73	21,35	0,097	19,62	11,81	21,47
5. H ₂ SO ₄ 2 %, Na ₂ SO ₄ - 3,5 г, NH ₄ F - 0,6 г, NaCN- 0,1 %	3,8	21,82	0,1	19,75	12,1	20,00
6. H ₂ O промывка, H ₂ SO ₄ 3 %, бактерии, CS(NH ₂) ₂ - 1 г	3,95	13,93	0,11	18,54	12,07	16,84
7. NaCN- 0,1 %, ПАВ сульфанола – 0,5 г	2,9	20,35	0,1	18,2	12,05	38,95
8. NaCN- 0,1 %, ПАВ стеарат натрия – 3,5г	3,2	21,1	0,1	18,6	12,1	32,63
9. NaCN - 0,1 %, анионные ПАВ – 2,5г	3,37	20,3	0,11	19,3	12,45	29,05

Как видно из приведенной выше таблицы, применение стандартных методов выщелачивания не дает эффективных результатов извлечения золота. Простое прямое цианирование позволило извлечь только 19,16 %. В вариантах 2 и 3 была рассмотрена также возможность снижения концентрации цианида в выщелачивающем растворе. Так, при предварительной обработке пробы 2 %-м раствором серной кислоты с последующей нейтрализацией и выщелачиванием 0,05 % цианидом натрия, показатель извлечения золота составил всего 11,16 %. В выщелачивающем растворе варианта 3 применялся аналогичный состав, за исключением дополнительного ввода 0,5 г фторида аммония, что дало в итоге показатель извлечения 18,32 %. Исходя из этого, для последующих вариантов было решено оставить концентрацию цианида 0,1%. Цианирование пробы, после предварительного окисления 1 г гипохлорита кальция, показало извлечение золота – 21,47 %. При цианировании 0,1 % цианидом натрия, пробы обработанной серной кислотой с добавлением 0,6 г фторида аммония и 3,5 г сульфата натрия, извлечение составило всего лишь 20 %, что в итоге подтвердило неэффективность применения комбинации данных реагентов. Предварительное бактериальное вскрытие пробы с последующим тиомочевинным выщелачиванием позволило достичь извлечения 16,84 %. Применение других анионных типов ПАВ и стеарата натрия позволило увеличить показатели извлечения до 29,05 и 32,63 % соответственно. Максимальное извлечение золота, в серии проведенных экспериментов, отмечалось при цианировании с сульфанола и составило 38,95 %.

Применение ПАВ позволило повысить эффективность выщелачивания в лежалых хвостах сорбции и достичь максимального показателя извлечения 38,95 %. Прямое цианирование показало извлечение золота на уровне 19,16 %. Предварительные кислотные промывки и добавление окислителей, также

не способствовали значительному увеличению извлечения золота. Так предварительное окисление пробы лежалых хвостов раствором гипохлорита кальция позволило повысить степень извлечения лишь до 21,47 %.

С целью исследований по дополнительному извлечению в раствор цветных металлов, а также снижению содержания железа, на пробе лежалых хвостов было отработано 5 экспериментальных тестов:

1 вариант – Цианирование (CN 1 г/ дм³);

2 вариант – Бактериальное вскрытие (*A. Ferrooxidans*, количество бактерий 10⁶ кл./мл);

3 вариант – Промывка NaOH 1 г/дм³;

4 вариант – Промывка H₂SO₄ 2 %;

5 вариант – NaCl 100 г/дм³.

Масса навесок составляла 100г, соотношение Т:Ж = 1:3, выщелачивание производилось агитационным методом. Полученные продуктивные растворы анализировались на содержание серебра, цветных металлов (Cu, Al, Zn), а также на железо. Результаты по извлечению цветных металлов и железа приведены в таблицах № 7 и 8.

Таблица 7 – содержание цветных металлов и железа в растворах

№	Раствор	Содержание элементов, г/л				
		Ag, мг/л	Cu	Zn	Fe	Al
1	CN	0,127	0,2	0,005	20,86	6,25
2	Ferrooxidans	0,04	0,135	0,01	27,94	5,3
3	NaOH	0,002	0,03	0,007	15,88	5,85
4	H ₂ SO ₄ 2%	0,011	0,23	0,0124	25,4	6,4
5	NaCl	0,027	0,18	0,0063	21,63	5,14

Таблица 8 – извлечение цветных металлов и железа

№	Раствор	Извлечение элементов, %				
		Ag	Cu	Zn	Fe	Al
1	CN	55,22	69,57	33,33	55,23	55,84
2	Ferrooxidans	17,39	46,96	66,67	73,97	47,35
3	NaOH	0,87	10,43	46,67	42,04	52,27
4	H ₂ SO ₄ 2%	4,78	80,00	82,67	67,24	57,18
5	NaCl	11,74	62,61	42,00	57,26	45,92

Результаты, приведенные в таблицах, показали эффективность применения различных вариантов реагентов при извлечении цветных металлов и железа. В варианте №1, проведенном с использованием цианида натрия, также наблюдается достаточно высокое извлечение цветных металлов в раствор. Однако это указывает на тот факт, что без предварительного извлечения цветных металлов и железа, расход цианида, необходимого для выщелачивания основного ценного компонента – золота,

будет идти и на растворение перечисленных металлов. Наибольшая результативность в плане извлечения цветных металлов отмечается при использовании 2 % раствора серной кислоты, в раствор при этом извлекается 80 % меди, 82,67 % цинка, 57,18 % алюминия в активной форме, 67,24 % железа. Серебро переходит в раствор в небольшом количестве - 4,78 %, что позволяет избежать его потерь на стадии кислотной промывки и извлечь уже на стадии цианирования попутно с золотом. Извлекаемая в раствор серной кислотой медь, при концентрации 0,23 г/л не представляет особой ценности, но при дальнейшем насыщении раствора или выпарке и достижении концентрации меди более 1 г/л будет возможна попутная технологическая линия SX-EW с получением катодной меди. Сравнение результатов по извлечению цветных металлов и железа отображено на гистограмме рисунка 9.

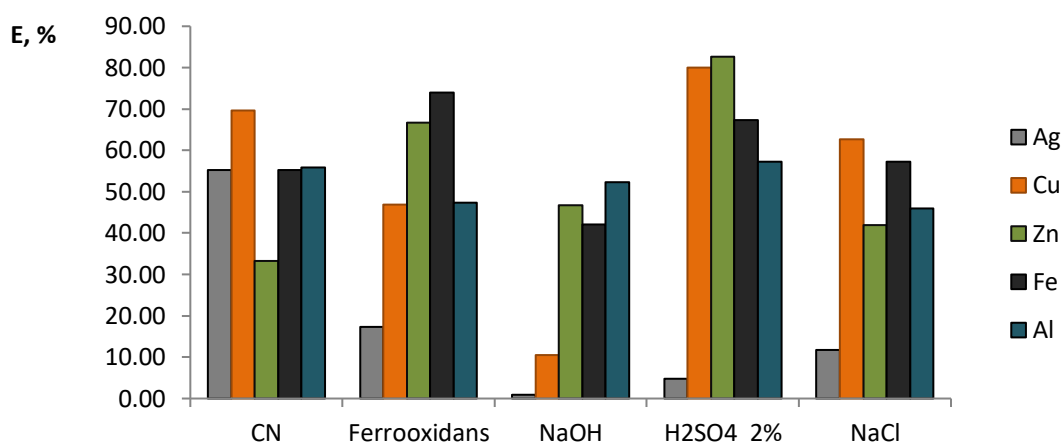


Рисунок 9 – извлечение цветных металлов и железа различными вариантами реагентов

Проведенные эксперименты на пробах лежалых хвостов, в которых цианирование без применения ПАВ, производилось после кислотной промывки, не показали эффективных результатов по извлечению золота. В связи с этим было решено отработать варианты с применением ПАВ после кислотной промывки проб лежалых хвостов сорбции. Также, для исследования дополнительных вариантов по извлечению золота из данной пробы хвостов было отработано выщелачивание с предварительным доизмельчением до класса крупности -0,02 мм при помощи бисерной мельницы «ЛБМ 0.5» (рисунок 10) в следующем режиме: масса измельченного материала - 200 г; загрузка измельчающей среды - 40,5 % от объема мельницы; плотность пульпы при измельчении - 50,0 % твердого; скорость вращения импеллера - 1000 об/мин.



Рисунок 10 – бисерная мельница «ЛБМ 0.5» для ультратонкого помола

Всего, на данном этапе исследований, по пробам лежалых хвостов было отработано 5 экспериментов по выщелачиванию золота:

- Проба после промывки H_2SO_4 - 2 % и нейтрализации + стеарат натрия 3,5 г + CN 1 г/л;
- Проба после промывки H_2SO_4 - 2 % и нейтрализации + сульфанола 1 г + CN 1 г/л;
- Проба после доизмельчения до 0,02 мм + сульфанола 1 г + CN 1 г/л;
- Проба после доизмельчения до 0,02 мм + стеарат натрия 3,5 г + CN 1 г/л;
- Проба после доизмельчения до 0,02 мм + CN 1г/л (контрольный вариант).

Пятый эксперимент использовался в качестве контрольного, для сравнения с вариантами экспериментов 3-4. Для первых двух вариантов выщелачивания в качестве сравнения служили ранее проведенные исследования как по прямому цианированию, так и с кислотной промывкой без применения ПАВ. Полученные результаты приведены в таблице 9.

Таблица 9 – результаты выщелачивания лежалых хвостов

Вариант №	Дополнительные условия/реагенты	Au, г/г исх.	Au, г/г кек	E Au, %
1	Промывка H_2SO_4 - 2 % + стеарат натрия	4,75	2,85	40,0
2	Промывка H_2SO_4 - 2 % + сульфанола	4,75	2,71	42,95
3	Измельчение до 0,02 мм + сульфанола	4,75	2,06	56,63
4	Измельчение до 0,02 мм + стеарат натрия	4,75	2,35	50,52
5	Измельчение до 0,02 мм Контрольный вариант	4,75	2,64	44,42

Из данных таблицы видно, что наибольшая эффективность при выщелачивании золота из лежалых хвостов сорбции достигается при предварительном измельчении пульпы до класса крупности – 0,02 мм с дополнительным применением сульфанола в качестве ПАВ – 56,63 %.

Применение стеарата натрия при тонком помоле позволяет достигать 50,52 % извлечения. Сравняя прямое цианирование как исходной пробы и пробы после доизмельчения до -0,02 мм заметна значительная разница - показатель извлечения увеличивается с 19,16 % до 44,42 % при дополнительном тонком помоле пробы. Предварительная кислотная промывка с извлечением цветных металлов и железа в раствор, также способствуют повышению эффективности дальнейшего выщелачивания золота с применением ПАВ. Так, извлечение золота при использовании в качестве ПАВ сульфанола повышается с 38,95 % до 42,95 % при предварительной кислотной промывке. Эксперименты с применением гипохлорита кальция и сульфанола показали достаточно высокую эффективность при выщелачивании золота из рудного материала.

3.2 Исследования по обогатимости хвостов сорбции.

В качестве объектов исследований, по комбинированной переработке, включающей обогащение, с последующим окислительным выщелачиванием было решено использовать концентраты гравитационного обогащения лежалых хвостов сорбции месторождения Васильковское. Гравитационное обогащение осуществлено на 3-х дюймовом центробежном концентраторе Нельсона – Knelson KC-МД 3 (рисунок 11).



Рисунок 11 – Центробежный концентратор Нельсона Knelson KC-МД 3 и процесс проведения гравитационного обогащения

Первоначальной задачей по исследованию гравитационного обогащения – была установка оптимального режима гравитационного ускорения – G . Для проведения экспериментов были взяты навески массой 1 кг. Исходное содержание золота в пробе лежалых хвостов сорбции – 4,75 г/т. Были отработаны следующие режимы гравитационного ускорения (G): 60 G , 75 G , 90 G . Поток воды составлял 2,5 л/мин, давление 15 кПа. Результаты приведены на рисунке 12 и в таблице 10.

Таблица 10 Результаты извлечения золота в гравитационный концентрат при разных вариантах режима G

Проба	Реж. G	Исходная	Хвосты				Концентрат			
		Au, г/т	масса, г	выход по массе, %	Au, г/т	E Au, %	масса, г	выход по массе, %	Au, г/т	E Au, %
Леж. хвосты сорбции	60	4,75	888,0	88,80	4,43	82,80	112,0	11,20	7,30	17,20
	75	4,75	888,0	88,80	4,45	83,12	112,0	11,20	7,16	16,88
	90	4,75	907,0	90,70	4,56	87,07	93,0	9,30	6,61	12,93

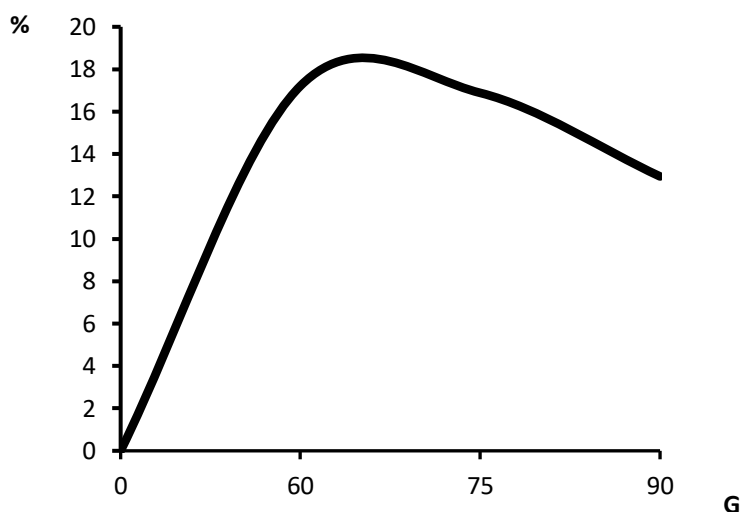


Рисунок 12 - извлечение золота в концентрат при изменении режима G

Эксперименты показали низкую эффективность извлечения золота в концентрат при гравитационном обогащении. Несмотря на то, что эксперименты носили тестовый характер, т.е. основная задача заключалась в подборе наилучшего режима, обогащение хвостов сорбции показало крайне малое извлечение золота в концентрат. Исходя из этого, было решено отработать возможный вариант гравитационного обогащения хвостов сорбции с дополнительными перерешивками. При наработке гравиконоцентрата из лежалых хвостов была взята навеска 6 кг. Масса концентрата полученного на первой стадии гравитации составила 707 г. На второй стадии гравитации производилась перерешивка полученного концентрата. В итоге был получен концентрат второй стадии массой 124 г, промежуточный продукт массой 583 г и хвосты гравитационного обогащения массой 5293 г. Содержание золота в продуктах гравитационного обогащения составляло: концентрат – 7,69 г/т, промежуточный продукт – 5,94 г/т, хвосты гравитации – 4,55 г/т. Результаты гравитационного обогащения лежалых хвостов сорбции представлены в таблице 11.

Таблица 11 Результаты гравитационного обогащения лежалых хвостов сорбции

Показатели гравитационного обогащения			
масса, г	выход по массе, %	Au, г/т	E Au, %
Исходная проба			
6000,0	100,0	4,75	100,0
Хвосты гравитации			
5293,0	88,21	4,55	84,50
Промежуточный продукт			
583,0	9,72	5,94	12,15
Концентрат			
124,0	2,07	7,69	3,35

В виду отрицательного результата экспериментов по гравитационному обогащению на пробе лежалых хвостов сорбции было решено опробовать флотацию. Опыты по флотации выполнялись на местной воде в открытом цикле на пробах хвостов крупности -0,071 мм, по схеме показанной на рисунке 13.



Рисунок 13 – Схема проведения опытов по флотации в открытом цикле

Однако флотационным методом обогащения получить представительные концентраты из пробы лежалых хвостов также не удалось. Максимальная концентрация золота 25 г/т, достигалась путем многократных перечисток, при этом выход концентрата составлял всего 2,7 %, что в итоге приводило к низким показателям извлечения. Экспериментально подтвержденная неэффективность обогащения лежалых хвостов сорбции, дает основание отнести данное сырье к категории труднообогатимого.

3.3 Использование трихлоризоциануровой кислоты (ТХЦК) в качестве хлорсодержащего окислителя

В процессе исследовательской работы, была произведена замена окисляющего реагента гипохлорита кальция. В промышленности, данное соединение находит применение в основном в качестве отбеливателя тканей и

дезинфекции. Оптовая стоимость технического гипохлорита кальция составляет от 340 тыс. тенге (≈ 900 \$) за тонну. При этом, процесс переработки 1 тонны золотосодержащего сырья требует в среднем от 3 до 10 кг гипохлорита кальция в зависимости от степени чистоты реагента. Его применение при недостаточно высоком содержании золота в перерабатываемом сырье и низкой концентрации активного хлора в самом реагенте окажется не рентабельным. Кроме того, наличие примесей в техническом гипохлорите кальция не самым лучшим образом отразится на качестве продуктивных растворов. Таким образом, для дальнейших экспериментов в качестве хлорсодержащего окислителя использовалась техническая трихлоризоциануровая кислота (ТХЦК)- $C_3O_3N_3Cl_3$, содержащая в качестве примеси гипохлорит кальция (25-30 %). Основное применение трихлоризоциануровая кислота также как и гипохлорит кальция находит в качестве средства санитарной обработки, отбеливания, а также окислителя для резины. Оптовая стоимость технической ТХЦК составляет 260 тыс. тенге (≈ 700 \$) за тонну. Благодаря более высокому содержанию активного хлора в ТХЦК, ее расход на тонну золотосодержащего сырья практически в два раза ниже, чем при использовании гипохлорита. Применение ТХЦК также сводит к минимуму образование нежелательных примесей в пульпе и продуктивном растворе.

3.4 Исследование бесцианидного выщелачивания с применением окисляющих реагентов. Бактериальное окисление

Для проведения дальнейших исследовательских работ, в лабораторию АО «ИМиО» была доставлена проба хвостов сорбции взятая из одного и того же хвостохранилища АО «Алтынтау-Кокшетау». Однако, предварительные анализы химического, фазового и минералогического состава пробы показали некоторые отличия от пробы, взятой годом ранее. Различия в составе данных проб ранее приведены в таблицах 3,4,5,6.

Эксперименты с применением прямого цианирования 0,05 и 0,1 % растворами цианида натрия, как и в первой серии экспериментов, служили контрольным вариантом для сравнения с другими методами. В качестве хлорсодержащего окислителя, на замену гипохлориту кальция, использовалась 70 % техническая смесь ТХЦК. Из вариантов органических окислителей рассматривалось применение только сульфанола, показавшего наибольшую эффективность в проведенных ранее экспериментах. В вариантах бесцианидного извлечения золота, альтернативными выщелачивающими реагентами служили различные комбинации растворов тиосульфата и тиомочевины, с добавлением окисляющих компонентов. В качестве дополнительных вариантов применения хлорсодержащих соединений было протестировано два варианта применения хлорида натрия в комбинации с

раствором тиосульфата, а также применением раствора аммиака в одном из вариантов.

Помимо применения хлорсодержащих и органических окислителей, в процессе бесцианидного выщелачивания, была изучена эффективность применения перекиси водорода в качестве окисляющего реагента, в различных вариантах комбинации концентраций с тиомочевинной.

Проведенные ранее эксперименты по предварительному окислению пробы лежалых хвостов бактериальной культурой показали низкую адаптацию штамма *A. Ferrooxidans* к химическому составу сырья, в частности к высокому содержанию мышьяка. В связи с этим, представительная навеска пробы была отправлена в исследовательскую лабораторию АО «Росгеология» г. Москва, для выделения и подбора жизнеспособного штамма микроорганизмов, с последующим бактериальным закислением пульпы хвостов сорбции. Бактериальное закисление пробы хвостов сорбции, после подбора адаптированного штамма проводилось в течение 10 суток при соотношении Т:Ж = 1:2, показателе рН в диапазоне 1,5-2,0. Химический анализ отработанного бактериального раствора после окисления пульпы, показал наличие следующих элементов: железо – 0,84 г/л, медь – 25,4 мг/л, мышьяк – 1,0 г/л. В процессе окисления, содержащийся в пробе минералы арсенопирита, согласно реакции (6) переходят в основном в нерастворимые арсенаты AsO_4^{3-} и остаются в твердой фазе пульпы, в раствор при этом переходит не более 1,5-2,0 % от общего содержания мышьяка. Микробиологическим анализом зафиксировано значительное сокращение живых клеток в отработанном бактериальном растворе с 10^6 до 10^3 кл/см³. Окисленная пульпа, после декантации и удаления бактериального раствора, использовалась в экспериментах по выщелачиванию золота. В качестве сравнительных экспериментов было проведено выщелачивание тремя вариантами растворов: 1) раствор цианида натрия – 1 г/л (после повышения рН до 10,5-11,0), 2) раствор тиомочевины – 1 г/л, 3) раствор тиосульфата натрия – 6,7 г/л.

Всего было проведено 19 вариантов экспериментов, из них в 5 случаях для контрольного сравнения в качестве выщелачивающего раствора использовался цианид натрия. Условия и результаты проведенных экспериментов представлены в таблице 12.

Таблица 12 – результаты выщелачивания золота из хвостов сорбции месторождения АО «Altyntau-Kokshetau» (Au 5,84 г/т)

№	Параметры выщелачивания	рН	Кек Au г/т	Е Au, %
1	NaCN 0,1 %	10,5	4,3	26,4
2	NaCN 0,05 %	10,5	4,9	16,1
3	5 мл H ₂ O ₂ + 1 г CS(NH ₂) ₂	2,1	4,06	30,5
4	5 мл H ₂ O ₂ + 0,5 г CS(NH ₂) ₂	2,1	4,37	25,2
5	2 мл H ₂ O ₂ + 1 г CS(NH ₂) ₂	2,1	3,86	33,9
6	2 мл H ₂ O ₂ + 0,5 г CS(NH ₂) ₂	2,1	3,43	41,3

№	Параметры выщелачивания	pH	Кек Au г/г	Е Au, %
7	2 мл H ₂ O ₂ + 1г/л NaCN	11	3,5	40,1
8	16 г/л NaCl + 6,7 г/л Na ₂ S ₂ O ₃ + 7 г/л NH ₄ OH	9	3,14	46,2
9	16 г/л NaCl + 6,7 г/л Na ₂ S ₂ O ₃	3	3,25	44,3
10	1,5 г ТХЦК 2 часа; 1 г/л NaCN	1,9→10,6	3,372	42,3
11	1,5 г ТХЦК 2 часа; 0,5 г CS(NH ₂) ₂	2,1	4,308	26,2
12	1,5 г ТХЦК 2 часа; 6,7 г/л Na ₂ S ₂ O ₃	3,6	4,392	24,8
13	6,7 г/л Na ₂ S ₂ O ₃ + сульфанола	2	3,672	37,1
14	1 г CS(NH ₂) ₂ + 2 мл HCl + сульфанола	1	4,184	28,4
15	1 г CS(NH ₂) ₂ + 4 мл HCl + 0,5 г ТХЦК	1	2,92	50,0
16	1 г CS(NH ₂) ₂ + 5 мл HCl	1	3,8	34,9
17	бактерии; 1 г NaCN 0,1 %	2,0→11,0	1,78	69,5
18	бактерии; 1 г CS(NH ₂) ₂	2	1,198	79,5
19	бактерии; 6,7 г/л Na ₂ S ₂ O ₃	2	3,05	47,8

Результаты экспериментов показали целесообразность применения окисляющих реагентов в процессе выщелачивания золота из упорного сырья, представленного хвостами сорбции. Обычное прямое цианирование, рассмотренное в качестве контрольного варианта, позволяет извлекать от 16,1 % до 26,4 %, в зависимости от используемой концентрации цианида натрия. В то же время, повышение концентрации цианида более 1 г/л не приводит в дальнейшем к заметному увеличению показателя извлечения. Также, для сравнения методов предполагающих использование цианида как основного реагента в процессе выщелачивания золота были рассмотрены варианты с дополнительным окислением пробы перекисью водорода, ТХЦК, бактериями. Так, цианирование после применения перекиси водорода позволило извлечь 40,1 % золота, ТХЦК – 42,3 %, максимальное извлечение наблюдалось при предварительном бактериальном окислении – 69,5 %. Однако, применение цианида в данной серии экспериментов служило только для сравнения с результатами методов бесцианидного выщелачивания.

Применение только раствора тиосульфата натрия как альтернативы цианиду, без использования дополнительных окисляющих реагентов не дает существенных результатов, достижение приемлемых показателей извлечения золота возможно только лишь при дополнительном окислении пробы. Использование ТХЦК в сочетании с тиосульфатом натрия позволило достичь 24,8 % извлечения золота, а сульфанола – 37,1 %. Комбинация хлорида и тиосульфата натрия в процессе выщелачивания дает 44,3 % извлечения золота, в случае ввода раствора аммиака этот показатель увеличивается до 46,2 %. Для тиосульфатного выщелачивания наибольшая результативность также

отмечена в случае предварительного бактериального окисления – 47,8 % извлечения.

Как и в случае с тиосульфатом, раствор тиомочевинны без дополнительных окисляющих реагентов показывает крайне низкую эффективность в процессе выщелачивания. Включение в процесс тиомочевинного выщелачивания окислителя – перекиси водорода, уже в значительной степени позволяет повысить показатель извлечения золота. Наименьший результат извлечения золота 25,2 % отмечен при использовании соотношения $\text{H}_2\text{O}_2/\text{CS}(\text{NH}_2)_2 = 10/1$, наибольший 41,3 % при использовании соотношения $\text{H}_2\text{O}_2/\text{CS}(\text{NH}_2)_2 = 4/1$. Использование ТХЦК в тиомочевинном выщелачивании позволяет извлекать 26,2 % золота. Немного больше тиомочевинным раствором извлекается при применении в качестве окислителя сульфанола в солянокислой среде – 28,4 %, в тоже время повышение концентрации соляной кислоты и исключение сульфанола дает уже 34,9 %. Применение смеси ТХЦК и соляной кислоты в тиомочевинном выщелачивании позволило извлечь 50 % золота. Максимальный показатель извлечения - 79,5 %, отмечен в эксперименте с предварительным окислением бактериальной культурой *A. Ferrooxidans*, адаптированной к высоким содержаниям мышьяка, с последующим выщелачиванием раствором тиомочевинны.

4 Оценка экономической эффективности

Первичный расчет экономической эффективности применения изученных в работе методов производился применительно к исследуемому типу сырья – лежалым хвостам сорбции. Для расчета эксплуатационных затрат учитывались такие факторы как: ремонт и обслуживание оборудования, замена расходных частей, амортизационные отчисления. Расчет экономической эффективности выполнялся на участок производительностью 100 т/сутки. Эксплуатация дробилок и шаровых мельниц была также включена в расчет, т.к. исходным источником образования данных хвостов сорбции служит руда, которая в свою очередь подвергается дроблению и измельчению с последующим сорбционным выщелачиванием. Кроме того, несмотря на то, что сбрасываемые в хвостохранилище хвосты сорбции имеют класс крупности 90 % - 0,071 мм, с течением времени происходит окомкование отдельных фрагментов. Это в свою очередь может потребовать повторного доизмельчения вовлекаемых в переработку лежалых хвостов сорбции. При расчете расходов учтены также и различия в параметрах процессов выщелачивания, сгущения, фильтрации, т.к. применение дополнительных реагентов при промывке и окислении потребует дополнительных технологических стадий. В расчет расходов также были включены эксплуатационные затраты по обслуживанию сорбционных колонн, рафинированию и электро-осаждению золота. Существенны различия в затратах по обезвреживанию и складированию итоговых хвостов и стоков, в зависимости от того, предполагается ли в процессе выщелачивание использование цианида. Описание капитальных эксплуатационных затрат приведено в таблице 13.

Отдельной статьей расходов была рассмотрена оптовая стоимость необходимых реагентов для того или иного метода переработки исследуемого сырья (таблица 14). В данном случае учитывалась рециркуляция и регенерация отдельных растворов, производился общий итоговый расчет стоимости реагентов на 1 тонну сырья. С учетом необходимого количества технологических операций определялся расход электроэнергии кВт·ч/т. Расчеты количества необходимых реагентов и их стоимости приведены в таблицах 15 и 16.

Расчет прогнозируемой экономической прибыли производился с учетом исходного содержания золота 5,84 г/т, показателя извлечения определенного метода выщелачивания с поправкой на фактор возможных производственных потерь, а также примерной стоимости 1 г золота 999 пробы. В процессе расчета годовой прибыли и производственных расходов производилась поправка на

возможные временные простои золотоизвлекательной фабрики. Расходы, связанные с водоснабжением не учитывались в отдельном порядке, а были внесены в эксплуатационные затраты соответствующих процессов (измельчение, чановая агитация и т.д.).

Таблица 13 – общие эксплуатационные затраты на участок производительностью 100т/сут

Эксплуатационные расходы, включая амортизационные отчисления	Капитальные затраты, млн тенге в год				
	Стандартное агитационное выщелач.	Окислительное выщелачивание с дополнительными операциями	Без CN выщелач.	Био-окисление	
				CN выщелач.	Без CN выщелач.
Эксплуатация дробилок и шаровых мельниц	167,2	167,2	167,2	167,2	167,2
Эксплуатация чанов для выщелачивания	70	90	90	120	120
Эксплуатация сгустителей, отстойников, фильтров	60	100	100	120	120
Эксплуатация сорбционных колонн	31	31	31	31	31
Операции по электросаждению и рафинированию золота	73,4	73,4	73,4	73,4	73,4
Складирование и обезвреживание хвостов	94,6	94,6	9,5	94,6	9,5
Обезвреживание стоков	15,2	15,2	0,5	15,2	0,5
Итого:	511,4	571,4	471,6	621,4	521,6

Таблица 14 – средняя оптовая стоимость основных реагентов, а также электроэнергии с учетом регионального тарифа

Оптовая стоимость реагентов тг/кг								
NaCN	CaO	Ca(ClO) ₂	ТХЦК	Сульфанол	Na ₂ S ₂ O ₃	CS(NH ₂) ₂	HCl	H ₂ SO ₄
800	50	340	260	300	600	500	330	18
NH ₄ OH	NaCl	NaOH	H ₂ O ₂	FeSO ₄	MgSO ₄	(NH ₄) ₂ SO ₄	K ₂ HPO ₄	Электр. Тг кВт·ч
70	35	130	130	220	120	350	500	25

Таблица 15 – необходимое количество реагентов для соответствующих методов выщелачивания

Компоненты выщелачивания	Расход кг/т																	Электр. Вт·ч/т
	NaCN	CaO	(ClO) ₂	ТХЦК	Суль- фанол	Na ₂ S ₂ O ₃	CS(NH ₂) ₂	HCl	H ₂ SO ₄	NH ₄ OH	NaCl	NaOH	H ₂ O ₂	FeSO ₄	MgSO ₄	(NH ₄) ₂ SO ₄	K ₂ HPO ₄	
Прямое цианирование 0,05% NaCN	0,5	1,5	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,1	-	-	-	-	-	35
Прямое цианирование 0,1% NaCN	1	1,5	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,1	-	-	-	-	-	35
Окисление Ca(ClO) ₂ , 0,1% NaCN	1	1,5	3	-	-	-	-	-	-	-	-	0,2	-	-	-	-	-	40
Окисление ТХЦК, 0,1% NaCN	1	1,5	-	1,5	-	-	-	-	-	-	-	0,2	-	-	-	-	-	40
Окисление ПАВ сульфанол, 0,1% NaCN	1	1,5	-	-	1,5	-	-	-	-	-	-	0,2	-	-	-	-	-	35
ТХЦК, Na ₂ S ₂ O ₃	-	-	-	1,5	-	3	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	35
Окисление ПАВ сульфанол, Na ₂ S ₂ O ₃	-	-	-	-	1,5	3	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	35
Окисление ПАВ сульфанол, CS(NH ₂) ₂	-	-	-	-	1,5	-	1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	35
NaCl, Na ₂ S ₂ O ₃ , NH ₄ OH	-	-	-	-	-	3	-	-	-	1	25	-	-	-	-	-	-	35
CS(NH ₂) ₂ , HCl, сульфанол	-	-	-	-	1,5	-	2	1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	35
CS(NH ₂) ₂ , HCl	-	-	-	0,5	-	-	2	1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	35
ТХЦК ; CS(NH ₂) ₂	-	-	-	1,5	-	-	2	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	35
Промывка H ₂ SO ₄ , сульфанол, NaCN 0,1%	1	1,5	-	-	1,5	-	-	-	10	-	-	0,5	-	-	-	-	-	40
CS(NH ₂) ₂ , H ₂ O ₂	-	-	-	-	-	-	5	-	-	-	-	-	2	-	-	-	-	35
Био-окисление, 0,1% NaCN	1	1,5	-	-	-	-	-	-	2	-	-	0,5	-	5	0,5	1,5	0,5	45
Био-окисление, CS(NH ₂) ₂	-	-	-	-	-	-	2	-	2	-	-	-	-	5	0,5	1,5	0,5	45
Био-окисление, Na ₂ S ₂ O ₃	-	-	-	-	-	3	-	-	2	-	-	-	-	5	0,5	1,5	0,5	45

Таблица 16 – стоимость реагентов для соответствующих методов выщелачивания на тонну сырья

Компоненты выщелачивания	тенге/т																	Эл.-энергияк Вт·ч/т	Итого, тенге на тонну
	NaCN	CaO	(ClO) ₂	ТХЦК	Сульфанол	Na ₂ S ₂ O ₃	CS(NH ₂) ₂	HCl	H ₂ SO ₄	NH ₄ OH	NaCl	NaOH	H ₂ O ₂	FeSO ₄	MgSO ₄	(NH ₄) ₂ SO ₄	K ₂ HPO ₄		
Прямое цианирование 0,05% CN	400	75	-	-	-	-	-	-	-	-	-	13	-	-	-	-	-	875	1363
Прямое цианирование 0,1% CN	800	75	-	-	-	-	-	-	-	-	-	13	-	-	-	-	-	875	1763
Окисление Ca(ClO) ₂ , 0,1% CN	800	75	1020	-	-	-	-	-	-	-	-	26	-	-	-	-	-	1000	2921
Окисление ТХЦК, 0,1% NaCN	800	75	-	390	-	-	-	-	-	-	-	26	-	-	-	-	-	1000	2291
Окисление ПАВ сульфанол, 0,1% CN	800	75	-	-	450	-	-	-	-	-	-	26	-	-	-	-	-	875	2226
ТХЦК, Na ₂ S ₂ O ₃	-	-	-	390	-	1800	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	875	3065
Окисление ПАВ сульфанол, Na ₂ S ₂ O ₃	-	-	-	-	450	1800	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	875	3125
Окисление ПАВ сульфанол, CS(NH ₂) ₂	-	-	-	-	450	-	500	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	875	1825
NaCl, Na ₂ S ₂ O ₃ , NH ₄ OH	-	-	-	-	-	1800	-	-	-	70	875	-	-	-	-	-	-	875	3620
CS(NH ₂) ₂ , HCl, сульфанол	-	-	-	-	450	-	1000	1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	875	2655
CS(NH ₂) ₂ , HCl	-	-	-	130	-	-	1000	1	-	-	-	-	-	-	-	-	-	875	2335
ТХЦК ; CS(NH ₂) ₂	-	-	-	390	-	-	1000	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	875	2265
Промывка H ₂ SO ₄ , сульфанол, NaCN 0,1%	800	75	-	-	450	-	-	-	180	-	-	65	-	-	-	-	-	1000	2570
CS(NH ₂) ₂ , H ₂ O ₂	-	-	-	-	-	-	2500	-	-	-	-	-	260	-	-	-	-	875	3635
Био-окисление, 0,1% CN	800	75	-	-	-	-	-	-	36	-	-	65	-	1100	60	525	250	1125	4036
Био-окисление, CS(NH ₂) ₂	-	-	-	-	-	-	1000	-	36	-	-	-	-	1100	60	525	250	1125	4096
Био-окисление, Na ₂ S ₂ O ₃	-	-	-	-	-	1800	-	-	36	-	-	-	-	1100	60	525	250	1125	4896

Таблица 17 – оценка экономической эффективности методов выщелачивания

Метод и компоненты выщелачивания	Исх. содерж. Au, г/т	Показатель извлечения	Средний показатель извлечения	Произв/сут	готовое золото (999) в год, кг	средняя стоимость 1 г золота (999), тг	стоимость производ. золота, млн.тг	Экспл. затраты в год, млн. тенге	Годовые затраты на реагенты, млн. тенге	Прогн. прибыль (убыток), млн. тенге
Прямое цианирование 0,05% NaCN	5,84	16,1	15,295	100	26,80	20000	535,9368	511,4	40,89	-16,3532
Прямое цианирование 0,1% NaCN	5,84	26	24,7	100	43,27	20000	865,488	511,4	52,89	301,198
Окисление Ca(ClO) ₂ , цианирование	5,84	34	32,3	100	56,59	20000	1131,792	571,4	87,63	472,762
Окисление ТХЦК, цианирование	5,84	42,3	40,185	100	70,40	20000	1408,0824	571,4	68,73	767,9524
Окисление ПАВ сульфанола, цианирование	5,84	38	36,1	100	63,25	20000	1264,944	571,4	66,78	626,764
ТХЦК, Na ₂ S ₂ O ₃	5,84	24,8	23,56	100	41,28	20000	825,5424	571,4	91,95	162,1924
Окисление ПАВ сульфанола, Na ₂ S ₂ O ₃	5,84	37	35,15	100	61,58	20000	1231,656	471,6	93,75	666,306
Окисление ПАВ сульфанола, CS(NH ₂) ₂	5,84	26	24,7	100	43,27	20000	865,488	471,6	54,75	339,138
NaCl, Na ₂ S ₂ O ₃ , NH ₄ OH	5,84	46	43,7	100	76,56	20000	1531,248	471,6	108,6	951,048
CS(NH ₂) ₂ , HCl, сульфанола	5,84	28,4	26,98	100	47,27	20000	945,3792	471,6	79,65	394,1292
CS(NH ₂) ₂ , HCl, ТХЦК	5,84	50	47,5	100	83,22	20000	1664,4	471,6	70,05	1122,75
ТХЦК; CS(NH ₂) ₂	5,84	26,2	24,89	100	43,61	20000	872,1456	471,6	67,95	332,5956
Промывка H ₂ SO ₄ , сульфанола, NaCN 0,1%	5,84	40	38	100	66,58	20000	1331,52	571,4	77,1	683,02
CS(NH ₂) ₂ , H ₂ O ₂	5,84	41	38,95	100	68,24	20000	1364,808	471,6	109,05	784,158
Био-окисление, 0,1% NaCN	5,84	65	61,75	100	108,19	20000	2163,72	621,4	121,08	1421,24
Био-окисление, CS(NH ₂) ₂	5,84	79,5	75,525	100	132,32	20000	2646,396	521,6	122,88	2001,916
Био-окисление, Na ₂ S ₂ O ₃	5,84	59	56,05	100	98,20	20000	1963,992	521,6	146,88	1295,512

Расчет экономической эффективности показал целесообразность переработки хвостов сорбции с высоким исходным содержанием золота. Согласно данным таблицы 17, наибольшей прогнозируемой прибыльностью обладает технология, предусматривающая предварительное био-окисление с последующим выщелачиванием тиомочевинной. Достаточно высокие показатели отмечены и в вариантах с применением цианида и тиосульфата после бактериального окисления. Однако, рассматривая варианты бактериального окисления, следует учитывать высокие факторы риска и сложности реализации данной технологии в производственном масштабе. Реализация биохимического метода выщелачивания в условиях производства потребует значительных капитальных вложений в необходимое оборудование, а также продолжительной и трудоемкой работы по наращиванию и адаптации биомассы к золотосодержащему сырью. Кроме того, технологии бактериального окисления предполагают более высокие эксплуатационные и материальные расходы.

Среди химических методов выщелачивания наилучшие показатели демонстрирует метод тиомочевинного выщелачивания с использованием в качестве окислителя смеси трихлоризоциануровой и соляной кислот. В сравнении с биохимическими вариантами, данный метод является и менее затратным в плане расходов на реагенты, эксплуатационных затрат, а также более прост в исполнении.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате выполнения магистерской работы решены все поставленные задачи. Выполнен анализ литературных данных и исследований по методам извлечения золота из техногенного упорного сырья, отмечены преимущества и недостатки каждого метода, на основе чего сделан выбор направления проведения исследований. Методами физико-химического анализа представлены характеристики золотосодержащего техногенного сырья – хвостов сорбции. Отработаны технологические параметры окислительного и биохимического выщелачивания благородных металлов из исследуемого техногенного сырья.

Таким образом, достигнута цель магистерской работы - «Разработка технологии извлечения золота из техногенного сырья гидрOMETаллургическим методом с предварительным окислением».

Социальная ценность работы заключается в том, что при научном подходе определены оптимальные условия извлечения золота из техногенного сырья, что способствует разработке рациональной технологии его извлечения, сокращению отходов в хвостохранилищах, оздоровлению экологической обстановки в регионе, увеличению золотого запаса.

В соответствии с поставленной целью и задачами были изучены физико-химические свойства, минералогический состав и условия выщелачивания золота из технологических проб лежалых хвостов сорбции с использованием современных методов и аналитических приборов исследования.

В результате рентгенофазового анализа установлено, что в составе исследуемых образцов ценным компонентом является золото, которое находится в ассоциациях с кристаллической решеткой минералов, и присутствует в основном тонкодисперсном виде в сростках, что требует тщательного подхода при выборе способа извлечения золота.

Исследования рентгенофлуоресцентного анализа показали, что пробы хвостов сорбции разных годов отбора имеют некоторые различия в своем составе. Так в составе пробы 2018 года фиксировалось 11-12 % серы, в то время как в пробе 2019 года содержание серы составило 4-5 %. В тоже время содержание таких элементов как мышьяк и железо было отмечено в достаточно больших количествах в обеих пробах: Fe – 15,109 % (2018 г), 14,602 % (2019 г); As – 17,15 % (2018 г), 15,627 % (2019 г).

Результаты химических анализов показали, высокие для забалансового сырья содержания золота в обеих пробах. Так в пробе 2018 года отбора, было установлено Au – 4,75 г/т, а в пробе 2019 года и Au – 5,84 г/т. Результаты рентгенофазового анализа также показали некоторые различия в составе проб хвостов сорбции Васильковского месторождения, разных годов отбора. Так, в пробе 2018 года анализом было установлено явное преобладание арсенопирита – 29,2 %, кварца – 16,5 % и пирита – 10,3 %, остальная масса приходилась на различные алюмосиликатные включения. Проба 2019 года, оказалась более многообразной в плане алюмосиликатных и магнетитных

минеральных фаз, содержание арсенопирита было отмечено на уровне 11,2 %, пирита – 6,7 %.

Рациональным фазовым анализом было установлено, что большая часть золота в пробах хвостов сорбции связана с кристаллической решеткой минерала: 82,11 % в пробе 2018 года и 76,0 % в пробе 2019 года. Также в пробе 2019 года 12,0 % золота находится в кварце, в пробе 2018 года – 3,15 %. Содержание тонкодисперсного самородного золота в пробе 2018 года составило 7,37 %, а в пробе 2019 – 7,7 %.

Результаты прямого цианирования, рассматриваемые в качестве контрольных вариантов, позволили извлечь 19,16 % золота из пробы 2018 года и 26,4 % из пробы 2019 года. По результатам опытов окислительного выщелачивания золота из пробы 2018 года отмечена наибольшая эффективность при применении в качестве окислителя ПАВ – сульфанола. Извлечение золота при цианировании в присутствии сульфанола составило – 38,95 %, с дополнительной кислотной промывкой – 42,95 %, с ультратонким помолом до 0,02 мм – 56,63 %. Для пробы 2019 года максимальное извлечение золота от использования сульфанола 37,1 % было достигнуто при бесцианидном выщелачивании раствором тиосульфата натрия.

Применение технического гипохлорита кальция не оказало должного эффекта на процесс выщелачивания. В результате его применения, в качестве окисляющего реагента, извлечение золота из пробы хвостов сорбции 2018 года составило только 21,47 %. Поэтому, в дальнейшем в качестве хлорактивного окислителя вместо гипохлорита кальция использовалась техническая трихлоризоциануровая кислота (ТХЦК), имеющая в своем составе примесь гипохлорита кальция 20-30 %. Наилучшая результативность применения ТХЦК в солянокислой среде отмечена в эксперименте бесцианидного выщелачивания раствором тиомочевины, с показателем извлечения золота – 50 %.

Эксперименты биохимического выщелачивания, предполагающие предварительное бактериальное окисление, показали максимальные результаты: 69,5 % при дальнейшем цианировании и 79,5 % при выщелачивании тиомочевинной. Однако применение биологического метода окисления требует длительной и сложной работы по адаптации бактериальной культуры к большим количествам мышьяка в минеральном составе проб хвостов сорбции.

Экспериментально подтвержденная неэффективность обогащения хвостов сорбции как гравитационными, так и флотационными методами полностью подтвердила отношение данного сырья к категории труднообогатимого. Так, исследования гравитационной обогатимости лежалых хвостов сорбции на центробежном концентраторе Knelson KC-МДЗ показали крайне низкое извлечение золота в концентрат (не более 17,2 %) и невозможность проведения перечисток. Максимальная концентрация золота 25 г/т при флотационном обогащении, достигалась путем многократных перечисток, что при выходе 2,7 % давало низкое извлечение в концентрат.

Первичный расчет экономической эффективности применения изученных в работе методов выщелачивания производился применительно к исследуемому типу сырья – лежалым хвостам сорбции. Для расчета эксплуатационных затрат учитывались такие факторы как: ремонт и обслуживание оборудования, замена расходных частей, амортизационные отчисления. Расчет экономической эффективности выполнялся на участок производительностью 100 т/сутки. При подсчете годовых затрат на реагенты учитывался фактор циркуляции растворов и частичной регенерации некоторых компонентов. Для расчета прибыли от производства готового продукта – золота, стоимость 1 г металла принималась равной 20000 тенге.

Максимальная прогнозируемая прибыль в 2 млрд. тенге в год была рассчитана при реализации технологии предусматривающей бактериальное окисление с последующим тиомочевинным выщелачиванием. Технология, предполагающая цианирование после бактериального окисления согласно прогнозным расчетам может приносить в год 1,4 млрд. тенге. Прогноз годовой прибыли при реализации технологии био-окисления с дальнейшим выщелачиванием раствором тиосульфата составил 1,29 млрд. тенге.

Однако, несмотря на достаточно высокие предварительные прогнозы прибыльности технологий биохимического выщелачивания, следует принимать во внимание, что наращивание бактериальной культуры, адаптированной к составу хвостов сорбции, в промышленных объемах будет весьма затруднительным процессом. Учитывая также неоднородность в химическом и минералогическом составе данного хвостохранилища, в частности различия в концентрациях и типах соединений таких элементов как мышьяк, сера, железо, высока вероятность возникновения проблем с адаптацией и жизнеспособностью бактериальных штаммов к меняющимся составам пульпы хвостов сорбции. Таким образом, несмотря на высокие показатели извлечения золота биохимическими методами выщелачивания в лабораторных условиях, рекомендовать бактериальное окисление к минеральному сырью подобного сложного состава не целесообразно.

Среди технологий, реализация которых в производственном масштабе является более простой и при этом рентабельной, можно выделить технологию тиомочевинного выщелачивания с использованием в качестве окислителя смеси трихлоризоциануровой и соляной кислот. Преимуществами данного метода являются небольшие расходы на реагенты и эксплуатационные затраты, а также относительная простота в исполнении в отличии от биохимических технологий. Данный метод относится также к категории бесцианидных, что в итоге позволяет значительно экономить на обезвреживании отработанных хвостов и потоков по сравнению с отходами после цианирования. Итоговая годовая прибыль при производительности 100 т/сутки, с учетом всех затрат и расходов прогнозируется на уровне 1,1 млрд. тенге.

ПЕРЕЧЕНЬ ТЕРМИНОВ. ПЕРЕЧЕНЬ СОКРАЩЕНИЙ

В настоящей работе применены следующие термины с соответствующими определениями:

Т:Ж – соотношение твердой и жидкой фазы;

РФА – рентгенофлуоресцентный анализ;

мм – миллиметр;

°С – градусы Цельсия;

РЭМ-РСМА – растровая электронная микроскопия – рентгеноспектральный микроанализ;

ЭДС – энерго-дисперсионный спектрометрия;

ВДС – волно-дисперсионная спектрометрия;

ИК – спектры – инфракрасные спектры;

масс. % - массовая доля вещества в процентах;

г/т – грамм на тонну;

г/дм³ – грамм на дециметр кубический;

ЗИФ – золотоизвлекательная фабрика;

ПАВ – поверхностно-активные вещества;

ТХЦК – трихлоризоциануровая кислота.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Дементьев В.Е., Дружина Г.Я., Гудков С.С. Кучное выщелачивание золота и серебра. – Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 2004. С 76-77.
- 2 Лунышин П.Д. Потери, которые можно вернуть Золотодобыча. №211, Июнь, 2016 <https://zolotodb.ru/article/11483>
- 3 Лодейщиков В.В., д.т.н., профессор, гл.науч.сотр. — ОАО «Иргиредмет». Гидрохлорирование золотосодержащих руд, история проблемы. Интернет-журнал «Золотодобыча». 2013. <https://zolotodb.ru/news/10820>
- 4 O. Celip, E.Y. Yazici, N. Devenci. Characterization of A Gold and Silver Bearing Refractory Flotation Tailings by Diagnostic Leaching. IMPC - EURASIA 2019. pp. 533-535.
- 5 Масленицкий И.Н. Металлургия благородных металлов / И.Н.Масленицкий, Л.В.Чугаев, В.Ф.Борбат и др. // Под ред. Чугаева Л.В., 2-е изд., перераб. и доп. –М.: Металлургия, 1987. –с. 109
- 6 Чантурия В. А. Приоритетные направления исследований в области переработки минерального сырья. / В.А.Чантурия, Л.А.Вайсберг, А.П.Козлов // Обогащение руд. –2014. –№2. –С. 3–9.
- 7 Caner Zambak, PhD. Heap leaching technique in mining. Within the context of best available techniques (BAT). Supported by Euromines. November, 2012. p. 1-12.
- 8 Турысбекова Г.С., Меретуков М.А., Бектай Е.К. Золото: инновации в химии и металлургии.-г Алматы 2015. с -185.
- 9 Добыча золоторудного сырья в Казахстане. Лекция №85 https://zinref.ru/000_uchebniki/01600geologia/077_lekci_i_geologia_01/085.htm (дата обращения: 06.01.2020).
- 10 Койжанова А.К., Седельникова Г.В., Камалов Э.М., Ерденова М.Б., Абдылдаев Н.Н. К вопросу извлечения золота из лежалых хвостов золотоизвлекательной фабрики. Отечественная геология, № 6 / 2017 с. 98-103.
- 11 Канаев А.Т., Канаева З.К., Мырзаханова И.А. и др. Глубокое извлечение золота из хвостов обогащения месторождения Акбакай культурой *Acidithiobacillus ferrooxidans* Успехи современного естествознания. 2013. № 6. С. 115–120.
- 12 Рудой Г.Н., Волкова Н.А., Шадрунова И.В., Зелинска И.В. Технологические, экономические и экологические аспекты переработки техногенного сырья горно-металлургических предприятий. Мат-лы междунар. совещания «Новые технологии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья» (Плаксинские чтения - 2011, 19-24 сентября). - Верхняя Пышма, 2011. С. 6–12.
- 13 Бочаров З.В., Игнаткина В.А., Абрютин Д.В. Технология переработки золотосодержащего сырья. – М.: Издат. дом МИСиС, 2011.
- 14 Холматов М.М., Калинин В.П. Проблемы переработки техногенных отходов // Горный вестник Узбекистана. 2003. № 4. С. 10–11

15 Евдокимов А.В. Исследование процесса интенсивного цианирования золотосодержащих гравитационных концентратов: диссертация на соискание степени кандидата технических наук: 05.16.02 /Иркутск, 2012.- 124 с.

16 Mehmet Tanrıverdi, H. Mordoğan, Ü. İpekoğlu Leaching of Ovacık gold ore with cyanide, thiourea and thiosulphate March 2005 Minerals Engineering 18(3): DOI: 10.1016/j.mineng.2004.06.012 P. 363-365

17 HiwaSalimi, LoghmanMoradi, Stephen R, Foley Gold leaching in organic solvents: simple and milde reaction conditions for fast gold dissolution. COM 2015 | The Conference Of Metallurgists Hosting AMCAA | America's Conference On Aluminum Alloys. Published by the Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum | www.metsoc.org

18 Ubaldini S., Fornari P., Massidda R., Abbruzzese C. An innovative thiourea leaching process. Hydrometallurgy 48. 1998. P. 113-124.

19 Иванников С.И., Эпов Д.Г., Крысенко Г.Ф., Медков М.А., Братская С.Ю. и Юдаков А.А. Комплексный подход к извлечению золота из техногенных объектов золотодобычи Дальнего Востока России ВЕСТНИК ОНЗ РАН, ТОМ 5, NZ1001, doi:10.2205/2013NZ000115, 2013

20 Metallurgia благородных металлов. Учебник для вузов /Масленицкий И. Н., Чугаев Л. В., Борбат В. Ф. и др./Под редакцией Чугаева Л. В.— 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Metallurgia, 1987, 432 с.

21 Плаксин И.Н. Metallurgia благородных металлов.-М.: Metallurgizdat. 1943.

22 Никольский Б.П., Григоров О.Н., Позин М.Е. Справочник химика. Химическое равновесие и кинетика свойств растворов. Электродные процессы. Том 3. Издательство «Химия». Москва 1965. с. 756-824.

23 Shreir L.L. Corrosion. Перевод: Издательство «Metallurgia», 1981. с. 219.

24 Zaizheng Dong, Yimin Zhu, Yuxin Han, Xiaotian Gu Kai Jiang Study of pyrite oxidation with chlorine dioxide under mild conditions. Minerals Engineering DOI:10.1016/j.mineng.2019.01.018 March 2019 P. 106-114

25 Милованов Л.В. Очистка и использование сточных вод предприятий цветной металлургии. Москва.: «Metallurgia», 1971, с. 134.

26 Кенжалиев Б.К., Койжанова А.К., Абдыкирова Г.Ж., Камалов Э.М., Магомедов Д.Р. Выщелачивание золотосодержащего сырья с использованием окислителя. Материалы Международной научно-практической конференции «Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов» <https://doi.org/10.31643/2018-7.14>. Алматы 2018. с 187.

27 Erdenova M., Kenzhaliyev B., Koizhanova A., Temirova S., Abdyl daev N. Extraction of gold from man-made mineral raw materials by methods of flotation enrichment and cyaning. International Multidisciplinary Scientific GeoConference Surveying Geology and Mining Ecology Management, SGEM Volume 18, Issue 1.4, 18th International Multidisciplinary Scientific Geoconference, SGEM 2018; Albena; Bulgaria; 2 July 2018 до 8 July 2018 2018, P. 67-74

- 28 Kenzhaliyev B.K., Berkinbayeva A.N., Dosymbayeva Z.D., Sharipov R.Kh. Extraction Of Non-Ferrous And Noble Metals From Mill Tailing By Solutions In The Presence Of Oxidizing Agents. International Journal of Engineering and Applied Sciences (IJEAS) ISSN: 2394-3661, Volume-4, Issue-8, August 2017. P. 93
- 29 Kenzhaliyev B.K., Koizhanova, A. K., Sedelnikova, G., V., Surkova, T. Yu., Kamalov, E. M., Erdenova, M. B., Magomedov, D. R. Extraction of gold from flotation tails of gold-processing plant. News of the national academy of sciences of the republic of kazakhstan-series chemistry and technology. 2017. P. 62-69
- 30 Morteza Baghalha Leaching of an oxide gold ore with chloride/hypochlorite solutions. International Journal of Mineral Processing 82(4) · June 2007. P. 178-186.
- 31 Ida De Michelisa, Agostino Olivieri, Stefano Ubaldini, Francesco Ferella, Francesca Beolchini, Francesco Vegliò Roasting and chlorine leaching of gold-bearing refractory concentrate: Experimental and process analysis. International Journal of Mining Science and Technology 23. 2013. P. 709–715.
- 32 Лолейт. С.И., Меретуков М.А., Стрижко Л.С., Гурин К.К. Современные проблемы металлургии и материаловедения благородных металлов. М.: Изд. Дом МИСиС, 2012. с 137.
- 33 Лодейщиков В.В. // Цветная металлургия, 1993, №2, с. 4-9.
- 34 Miller J., Wan R.Y. and Diaz X., «Preg-robbing gold ores», in Developments in Mineral Processing (ed: M. D. Adams), 21- 72 (Elsevier), 2005. P. 937-972.
- 35 Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. В 2-х томах. Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1999. С. 76-82.
- 36 Набойченко С.С., Шнеерсон Я.М. и др. Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов. Екатеринбург. ГОУ ВПО УГГУ-УПИ. 2009. т. 2. с. 353.
- 37 Старков А.М., Рябухин Е.А. Метод выщелачивания золота в цианистом растворе в присутствии альтернативных окислителей // Молодежный научный форум: Технические и математические науки: электр. сб. ст. по мат. XLI междунар. студ. науч.-практ. конф. № 1(41). URL: [https://nauchforum.ru/archive/MNF_tech/1\(41\).pdf](https://nauchforum.ru/archive/MNF_tech/1(41).pdf) (дата обращения: 16.03.2019)
- 38 Fungene T., Groot D.R., Mahlangu T., Sole K.C. Decomposition of hydrogen peroxide in alkaline cyanide solutions Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy J. S. Afr. Inst. Min. Metall. vol.118 n.12 Johannesburg Dec. 2018. P. 1259-1264.
- 39 Бодуэн А.Я., Фокина С.Б., Петров Г.В., Серебряков М.А. Современные гидрометаллургические технологии переработки упорного золотосодержащего сырья // Современные проблемы науки и образования. – 2014.–№6.; URL: <http://science-education.ru/ru/article/view?id=15619> (дата обращения: 31.12.2019).

40 Van Aswegen P.C., Godfrey M.W., Miller D.M., Haines A.K., «Design and operation of a commercial bacterial oxidation plant at Fairview», Randol Perth International Gold Conference '89, 1989. pp. 127-144.

41 Miller P. and Brown A., «Bacterial oxidation of refractory concentrates», in Developments in Mineral Processing (ed: M D Adams), 403-433 (Elsevier), 2005. pp. 370-402.

42 Семенченко Г.В., Абубакриев А.Т.. Использование комплексного биохимического агента для выщелачивания благородных металлов из руды Акбакайского месторождения /Материалы международного совещания «Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья». Плаксинские чтения -2014. Алматы. 2014. С. 273 – 276.

43 Semenchenro G., Abubakriev A.T. Cyanoresistant bacteria *Alcaligenesaquatilis*, natural areas and technological possibilities/ Book of Abstracts of 10th International Congress Extremophiles. Saint Petersburg. 2014. P. 295.

44 Семенченко Г.В., Абубакриев А.Т. Биохимическая технология извлечения благородных металлов из упорных руд//Комплексное использование минерального сырья.- 2014. - №3.- С 28-37.

45 Семенченко Г.В., Магомедов Д.Р., Абубакриев А.Т. Опыт использования биовыщелачивания при извлечении благородных металлов из отвалов акбакайской золотоизвлекательной фабрики//Комплексное использование минерального сырья. - 2013. - №2.- С. 109-111.

46 Семенченко Г.В., Абубакриев А.Т., Магомедов Д.Р. Разработка участка биохимического выщелачивания благородных металлов из отвалов акбакайской золотоизвлекательной фабрики// Комплексное использование минерального сырья. – 2013. - № 3. –С. 25-36.

47 Монгуш Г. Р., Применение биотехнологии для переработки месторождений полезных ископаемых Тувы. Электронный научный журнал «НОВЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ТУВЫ» www.tuva.asia No 1 2010 г. с.228

48 Chinmay Sen, Bioleaching of Gold: An alternative green mining technology for 21st century. *Microbiology World* Volume 3 Issue 2 Nov – Dec 2015 pp. 11-20.

49 W. Yang, H. Cao, K. Zhang, G. Wang Influence of copper morphology on copper and gold leaching rates in calcine and acid leaching residue. December 2018 *Guocheng Gongcheng Xuebao/The Chinese Journal of Process Engineering* 18(6): pp. 1226-1231 DOI: 10.12034/j.issn.1009-606X.218112

50 Койжанова А.К., Пономарева Е.И., Осиповская Л.Л., Ерденова М.Б. Бесцианидное выщелачивание благородных металлов из упорной руды казахстанского месторождения // Матер. Межд. совещ. Плаксинские чтения «Современные методы технологической минералогии в процессах комплексной и глубокой переработки минерального сырья». Петрозаводск. 2012. – С.262-264.

51 Semenchenko G., Mukusheva A., Magomedov D. Bioleaching of noble metals from refractory kazakhstans ores. 11thInternational multidisciplinary scientific geo-conference. Albena, Bulgaria 19-25 June, 2011. Vol. 2. P.687 – 694.

52 Semenchenko G., Mukusheva A., Rubauk N.N. Bioleaching of noble metals from refractory raw materials. 19 International Biohydrometallurgy Symposium, Changsha, China, 18-22 September 2011. Vol.2. -P.749 -755.

53 Semenchenko G.V., Mukusheva A.S. Structurally-phase transformations of pyrite in biochemical solution system. World Congress on Engineering and Technology (CET), Shanghai, China, Oct.28-Nov.2, 2011. Vol. 3 -P. 856-859.

54 Semenchenko G., Magomedov D. Bioleaching gold from refractory ores.//II-я Международная научно-практическая конференция «Современные ресурсосберегающие технологии. Проблемы и перспективы», 1-5 октября, Одесса ОНУ им. Мечникова 2012 г. – С. 193 - 197.

55 Semenchenko G. Bioleaching of noble metals from Kazakhstan's refractory raw materials. Biohydromet'12, Falmouth, UK, 18-20 June 2012. –P. 135-139.

56 Семенченко Г.В., Магомедов Д.Р., Абубакриев А.Т. Разработка технологии прямого биохимического выщелачивания золота из упорной руды Варваринского месторождения//Теория и практика современной науки. Материалы V международной научно-практической конференции, 3-4 апреля. Москва. Изд-во «Спецкнига». 2012.Т.1. -С.168-176.

57 Семенченко Г.В., Магомедов Д.Р. Прямое биохимическое выщелачивание упорной руды варваринского месторождения. Материалы 5-й международной научно-практической конференции//Теория и практика современной науки, 3-4 апреля. Москва. Изд-во «Спецкнига». 2012. Т. I. -С. 159- 168.

58 Семенченко Г.В., Магомедов Д.Р. Прямое биохимическое выщелачивание золота из упорной руды Варваринского месторождения. //КИМС. – 2012. - №1.- С.70-78.

59 Семенченко Г.В., Магомедов Д.Р., Абубакриев А.Т. Разработка технологии прямого биохимического выщелачивания упорной руды Варваринского месторождения // КИМС. 2012. №2. – С.70-77.

60 Anna Hayes Investigates developments in leaching equipment and process technology, Heap Leaching. Mining Magazine, June 2011.p. 67.

61 Foo Kevin Bath. Перспективы новых технологий в производстве золота. Gold Forum Technol. And Pract Littleton, 1989, P. 233-250.

62 Меретуков М.А. Металлургия благородных металлов. Зарубежный опыт / М.А. Меретуков, А.М. Орлов // М.: Metallurgy, 1991. 416 с.

63 Патент США. № 5071477. Способ извлечения золота из упорных руд. Оpubл.10.12.91.

64 Thomas K.G., «Pressure oxidation overview», in Developments in Mineral Processing (ed: M D Adams), (Elsevier), 2005. pp. 346-369

65 Лодейщиков В. В. Извлечение золота из упорных руд и концентратов, Москва, 1969, 204 с.

66 Вериго К.Н. Новые технологические схемы извлечения золота из бедных руд // Цвет. мет., 1975, № 18. С. 12-17.

67 Козин Л. Ф., Мелехин В. Т. Выщелачивание золота из руд и концентратов с использованием цианидов и альтернативных реагентов. // Журнал прикладной химии, 2004. Т. 77. Вып. 10. С. 1585–1604.

68 Неницеску К.Д. Органическая химия. Том 1. Москва. Издательство иностранной литературы. 1963. с. 824.

69 Лолейт С.И. Современные проблемы металлургии и материаловедения благородных металлов . С. 170-172

70 Молчанова Т.В., Шаталов В.В., Пеганов В.А., Смирнов Д.И., Адосик Г.М., Курсинов И.И., Тюменцев А.И. Патент. RU2228963C2 Способ извлечения золота . 2004

71 Кучное выщелачивание благородных металлов/Под ред. М.И.Фазлуллина. - М.: Издательство Академии горных наук, 2001, с.496-498

72 Луганов В.А. Конспект лекций по дисциплине «Специальные главы теории металлургических процессов». Satbayev University. 2018. Лекция №14.

73 Оспанов Х.К. Теория управления физико- химических процессов на границе раздела фаз твердое-жидкость и перспективы ее использования. Алматы 2004 г., с.126.

74 Харнед Г., Оуэн Б. Физическая химия растворов электролитов. М.: Изд-во иностр. литер., 1952. С.539.

75 Белеванцев В. И., Пещевицкий Б. И., Цвелодуб Л. Д.//Журн. неорганической химии. 1986. Т. 31. № 12. С. 3065.

76 Кальный Д. Б., Коковкин В. В., Миронов И В. // Журн. неорганической химии. 2011. Т. 81. № 5. С. 705.

77 Панкратьев Е. Ю. Программа расчетов термодинамических параметров соединений и реакций на основе квантовохимических расчетов “Химический вычислитель“ Версия 1.0. Режим доступа: <http://nwrr.ru/>.

78 Бектурганов Н.С., Гоголь Д.Б., Бисенгалиева М.Р., Мукушева А.С., Койжанова А.К., Осиповская Л.Л. Расчет термодинамических свойств комплексов золота и серебра смешанного состава//Журн. неорганической химии. 2014. Т. 59. № 4. С. 492.

79 Ерденова М.Б., Койжанова А.К., Камалов Э.М., Абдылдаев Н.Н., Абубакриев А.Т. Доизвлечение золота из отходов переработки золотосодержащих руд. Комплексное использование минерального сырья. - 2018. № 2. –С.12–20. <https://doi.org/10.31643/2018/6445.2>.

80 Пономарева Е.И., Бисенгалиева М.Р., Мукушева А.С., Койжанова А.К., Осиповская Л.Л. Расчет термодинамических и структурных характеристик сольватных комплексов серебра // Доклады НАН РК 2012. № 2, -С. 39-41.

81 Senanayake G // Minerals Engineering 2004. V17. Issue 6, June, P. 785-801.

82 Grose A., Dicoski G., Shaw M., Haddad P. Hydrometallurgy. 2003. V69. p. 1.

83 Konyratbekova S. S., Baikonurova A.O.,Ussoltseva G. A, Erust C., Akcil A. Thermodynamic and kinetic of iodine – iodide leaching in gold hydrometallurgy. Transactions of Nonferrous Metals Society of China. 2015.V. 25. Issue 11. November P. 3774-3783.

84 De Marco D., Linert W. // J. Chem. Thermodyn. 2002. V. 34. № 8.P. 1137.

85 De Marco D. // Thermochim. Acta. 1991. V. 178. P. 203.

86 LI Shao-Ying, WANG Hai-xia, SUN Chun-bao, ZHAO Liu-cheng, YAN Zhi-qiang. Effects of different iodides on gold concentrates leaching process in iodine–iodide solution [J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2013, 23(5): 1434–1439. (in Chinese).

87 Krinitsyn D.O., Kononova O.N., Krylov A.S. et al. // Russ. J. Phys. Chem. A. 2008. V. 82. № 3. P. 429.

ПРИЛОЖЕНИЕ А. ОТТИСКИ ПУБЛИКАЦИЙ ПО ТЕМЕ МАГИСТЕРСКОЙ ДИССЕРТАЦИИ



<https://doi.org/10.31643/2018.031>
22 November 2018



Magomedov David Rasimovich, Lead Engineer
Institute of Metallurgy and Ore Benefication
Magistracy student at Satbayev University
Almaty, the Republic of Kazakhstan
E-mail: davidmag16@mail.ru
ORCID ID: 0000-0001-7216-2349

Koizhanova Aigul Kaiyrgel'dyevna, head of
laboratory
Institute of Metallurgy and Ore Benefication
Almaty, the Republic of Kazakhstan
E-mail: aigul_koizhan@mail.ru
ORCID ID: 0000-0001-9358-3193

OXIDATIVE LEACHING OF GOLD FROM SORPTION TAILINGS USING SURFACTANTS AND OXIDIZING AGENTS

Abstract: The article presents the results of researches on the processing of gold-bearing old sorption tailings. The tailings sample contains 4.75 g/t of gold and is a refractory raw material, with a predominance of sulfide minerals — arsenopyrite and pyrite. During the gold extraction experiments, the effect of oxidizing agents, surfactants, and other chemicals and combinations on the leaching process was investigated.

Key words: Oxidative leaching of gold, surfactants, sorption tailings, sulphide minerals.

In the process of industrial processing of gold-bearing mineral raw materials, almost all the processed rock mass is concentrated in tailing dumps, and over the years of the gold mining enterprises activity, multi-million tailing dumps accumulate. Such heaps of past gold mining can be represented by small materials: gravity tails, amalgamation, flotation, cyanation cakes, cinders, etc. The gold content in tailing heaps of previous years may exceed the content in current ores [1, 9, 10].

The solution to the problem of re-mining gold from mining waste and ore dressing is hampered by the lack of research in the field of technologies for extracting gold from low-grade raw materials. The issues of obtaining gold from the accumulated waste of mining and processing of ores at the final stage of the development of gold deposits form an independent major problem of mining science and practice. In accordance with the task set, the laboratory carried out the main stages: the physicochemical properties of the old sorption tailings of a gold recovery plant were studied, and research was carried out on the integrated processing of gold-bearing raw materials of a gold recovery plant. For research purposes, representative samples of the stale tailings of the gold extraction plant of the Vasilkovskoye field of AltyntauKokshetau LLP were used.

The X-ray fluorescence analysis of the sample of sorption sorbed tailings (table 1) showed a significant content of such elements as oxygen (31.675%), arsenic (17.15%), quartz (15.677%), iron (15.109%) and sulfur (11.877%). The predominance of these elements in the sample is characteristic of such minerals as quartz, arsenopyrite, and pyrite.

Table 1 - Results of X-ray fluorescence analysis

Element	%	Element	%	Element	%	Element	%	Element	%
O	31.675	Fe	15.109	P	0.034	Ca	1.71	Sr	0.007

Metallurgy - leaching
of gold

Materials of International Practical Internet Conference
"Challenges of Science"

1

Na	0.821	Co	0.04	S	11.877	Ti	0.103	Zr	0.012
Al	4.477	Cu	0.115	Cl	0.048	As	17.15	Sb	0.027
Si	15.677	Zn	0.006	K	1.00	Rb	0.006	Bi	0.065

X-ray phase analysis of stale sorption tailings (Table 2), in full accordance with X-ray fluorescent analysis, showed a significant amount of arsenopyrite (29.2%), quartz (16.5%), pyrite (10.3%) and other minerals.

Table 2 - X-ray phase analysis of a sample of old tails

Compound Name	Formula	S-Q
Arsenopyrite	FeAsS	29.2
Quartz, syn	SiO ₂	16.5
Pyrite	FeS ₂	10.3
Albite	Na(AlSi ₃ O ₈)	9.6
Muscovite 2M1	KAl ₂ Si ₂ O ₁₀ (OH) ₂	9.3
Tremolite	(Ca,Na,Fe) ₂ Mg ₃ Si ₈ O ₂₂ (OH) ₂	8.3
Clinocllore	(Mg,Fe) ₂ Al(Si,Al)O ₁₀ (OH) ₈	6.4
Calcite	Ca(CO ₃)	5.6
Microcline, intermediate	KAlSi ₃ O ₈	4.6

During the chemical analysis, the gold content was found to be 4.75 g/t, silver - 0.92 g/ t, iron - 20.9%, sulfur - 12.72%, as well as minor amounts of copper (0.04%) and zinc (0.005%). Chemical analysis of samples of old sorption tailings is presented in Table 3.

Table 3 - The chemical composition of the initial old sorption tailings

Au g/t	Ag g/t	Fe, %	S, %	Cu, %	Zn, %
4.75	0.92	20.9	12.72	0.04	0.005

In order to determine the forms of finding gold in the sample of the old sorption tailings, a rational phase analysis was performed, the results of which are presented in Table 4.

Table 4 - Results of rational phase analysis

Gold Forms	Au content, g / t	Au% distribution
Fine dispersed Native Gold	0.35	7.37
Visible Native Gold	0.35	7.37
Gold associated with the crystal lattice of the mineral	3.9	82.11
Gold in quartz, insoluble in 3HCl-HNO ₃	0.15	3.15
Total gold	4.75	100.0

As can be seen from the rational phase analysis, gold is mainly associated with the crystal lattice of the mineral - 82.11%, fine and visible native gold is 7.37% each, and only 3.15% is contained in quartz.

The sample of old tailings is a gold-bearing deposit, in the form of fine-grained bulk material, black. The grains in the briquette are very small, measuring in millimeters and up to 0.01 - 0.09-0.1 mm. Most of the fragments of irregularly shaped grains. Grains are usually free, but are also found in the form of inclusions in the non-metallic mass. According to mineralogical and X-ray phase analyzes, rock-forming minerals are represented by arsenopyrite, pyrite, quartz, muscovite, potassium feldspar, albite, and calcite. Arsenopyrite (figure 1, 2, 3), which is more

than 30%, prevails; non-ores part forms clusters as one grain. Pyrite (Figure 2) is mainly found in intergrowth with non-ores minerals.

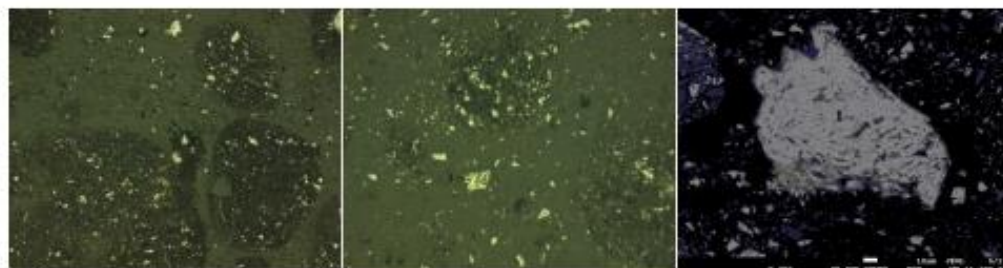


Figure 1 - Sample tails.
Zoom X 100

Figure 2 - Sample tails.
Zoom X 200. 1-pyrite

Figure 3 - Sample tails.
Zoom X 450. COMPO mode,
1 - arsenopyrite

Cubic syngony, color silver-white, octahedral crystal appearance. Under the microscope, a thin myrmekitic fusion of native gold and bismuth is established, which is the product of the decomposition of the intermetallic compound Au_2Bi .

After researching the physicochemical properties and mineralogical composition, samples of old tailings were prepared for experiments on the extraction of gold by the method of agitation leaching. Experiments on leaching of gold from old tailings were carried out on a sample with the initial content of 4.75 g/t. Before starting the experiments, various combinations of leaching reagents were studied, including the use of surface-active substances, oxidizing agents, additional pulp grinding, etc.

Thus, surface-active substances (surfactants) increase the rate of oxidation of sulfides in the initial period, reduce the incubation period of the beginning of their oxidation (lagphase). However, the completeness of the process is almost unchanged. It is recommended to add to the solution 0.0001-0.05% of surfactants based on polyoxyethylene mono-laurates, palmats, stearates, oleates [2]. Sulfonol was used as one of the types of surfactants (alkyl benzene sulfonate, a mixture of sodium benzene sulfonic acid sodium salt isomers, with the general formula $R-C_6H_4NaO_3S$, where R is the radical corresponding to the general formula C_nH_{2n+1} , where $n = 14-18$ - figure 4).

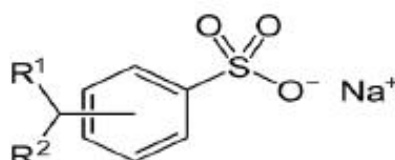
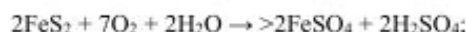


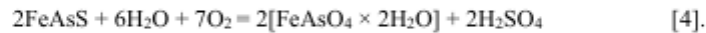
Figure 4 - The structure of alkyl benzene sulfonate

Considering the fact that 82.11% of gold is associated with the crystal lattice of minerals, it was also decided to work out variants using oxidizing agents in order to decompose mainly sulphide minerals such as pyrite and arsenopyrite [3]. In sulfide ores, the main minerals of iron are pyrite, marcasite, pyrrhotite. The oxidation of pyrite occurs as follows:



The sulfate Fe^{3+} formed during the oxidation of pyrite, in turn, affects pyrite, which results in the release of sulfur: $\text{FeS}_2 + \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 = 3\text{FeSO}_4 + 2\text{S}$.

Sulfuric acid or SO_2 is formed by sulfur oxidation. Pyrrhotite is the most easily degradable $\text{FeS} + 2\text{O}_2 = \text{FeSO}_4$ sulfide plus a small amount of free sulfuric acid. Ferrous sulphate of iron FeSO_4 further undergoes a change to $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$, and the latter, hydrolyzing, gives iron hydroxide and sulfuric acid, i.e. the process proceeds similarly to the oxidation of pyrite. The oxidation of arsenopyrite proceeds in the same way as pyrite, and as a result, the scorodite is formed:



The thin impregnation of gold is the most common cause of the tenacity of gold ores. For their processing, three-stage grinding schemes are used, giving a very fine grinding (90-95% of the class — 0.04 mm). Cyaning such a finely ground material makes it possible, as a rule, to produce tailings with a low gold content [5].

In addition to direct cyanidation, oxidation with calcium hypochlorite [6] and cyanidation with surfactants, leaching options were used with pre-treatment with ammonium fluoride to destroy the structure of quartz, sodium sulfate for preliminary extraction of arsenic, water and acid washing, the use of a bacterial solution [7] and thiourea. A total of 15 leaching options were tested.

The solid cakes obtained after leaching were sent for analysis to determine the residual gold content. According to the results of the analysis, a balance was drawn up and gold extraction was calculated for each variant. The results of the extraction of gold from old tailings sorption are presented in table 5.

Table 5 - gold leaching results with different reagent variants and parameters

№	Additional conditions / reagents	Au in cake, g/t	EAu,%
1	only NaCN-0,1% (control)	3.84	19.16
2	H_2SO_4 2%, NaCN-0,1%	4.22	11.16
3	H_2SO_4 2%, NH_4F 0,5 g, NaCN- 0,1%,	3.88	18.32
4	$\text{Ca}(\text{ClO})_2$ -1g, NaCN- 0,1%	3.73	21.47
5	H_2SO_4 2%, Na_2SO_4 -3,5 g, NH_4F -0,6 g, NaCN- 0,1%	3.8	20.00
6	H_2O washing, H_2SO_4 3%, $\text{CS}(\text{NH}_2)_2$ -1 g	5.58	-
7	H_2O washing, H_2SO_4 3%, bacterial solution, $\text{CS}(\text{NH}_2)_2$ -1 g	3.95	16,84
8	NaCN-0,1%, Surfactant sulfanol - 0.5g	2.9	38.95
9	NaCN-0,1%, Surfactant sodium stearate - 3.5 g	3.2	32.63
10	NaCN-0,1%, anionic surfactant - 2.5 g	3.37	29.05
11	H_2SO_4 2% + . NaCN-0,1%, + sodium stearate 3.5 g	2.85	40.0
12	H_2SO_4 2% + . NaCN-0,1%, + sulfanol 1 g	2.71	42.95
13	Grinding to 0.02mm + NaCN-0,1%,	2.64	44.42
14	Grinding to 0.02mm + NaCN-0,1% + sulfanol 1 g	2.06	56.63
15	Grinding to 0.02mm + NaCN-0,1% + sodium stearate 3.5 g	2.35	50.52

As can be seen from the table above, the extraction of gold from these old sorption tailings with the use of various oxidation activators does not give effective results. Direct cyanidation can extract only 19.16%. Pre-washing with sulfuric acid, neutralization of the acidic medium and subsequent cyanidation shows the result even worse than with direct cyanidation -

4

11.16%. The low extraction in the first two variants is due to the presence of sulfur in a non-oxidized form as sulphides, as well as its possible yield in pure molecular form. The most frequent case of high consumption of sodium cyanide is the presence in the ores or concentrates of iron sulfide minerals (also called pyrite) pyrite, marcasite and pyrrhotite. Most of the fresh iron sulphide minerals interact very slowly and weakly with sodium cyanide. But it is enough for these sulphides to lie down in the wet state in the air, as the process of their decomposition is already beginning. Especially easy is the oxidation of crushed pyrites due to the huge increase in their surface. At the same time, pyrrhotines are most rapidly oxidized. The latter begin to decompose from slaughter and are especially vigorously oxidized during grinding with the elimination of elemental sulfur, which reacts with cyanide by the reaction: $\text{NaCN} + \text{S} = \text{NaCNS}$ with the formation of rodanum sodium, not dissolving gold. Sulfur prevents the dissolution of gold, absorbing oxygen. Even a small amount of pyrrhotite in the ore can cause low gold recovery and such a high consumption of cyanide that the treatment of ores with cyanidation becomes uneconomical [8]. The use of calcium hypochlorite, as an oxidizing agent in the 4th variant, slightly increased the degree of extraction to 21.47%. The use of surfactants contributed to a more significant increase in the degree of extraction, in particular: using anionic surfactants, the extraction amounted to 29.05, with sodium stearate - 32.63%, with sulfanol - 38.95%. Pre-acid washing, followed by the use of surfactants and cyanidation, showed extraction levels of 40.0% (with sodium stearate) and 42.95% (with sulfanol). Maximum extraction rates were achieved with fine grinding in a bead mill to a particle size class of 0.02 mm. Direct cyanidation of the finely ground sample gave a result of 44.42% gold recovery. The use of sodium stearate during cyanidation of the sample with a particle size of -0.02 mm increased extraction to 50.52%, and with sulfanol increased to 56.63%. Figure 5 shows a histogram comparing the experimental leaching options for gold from old sorption tailings.

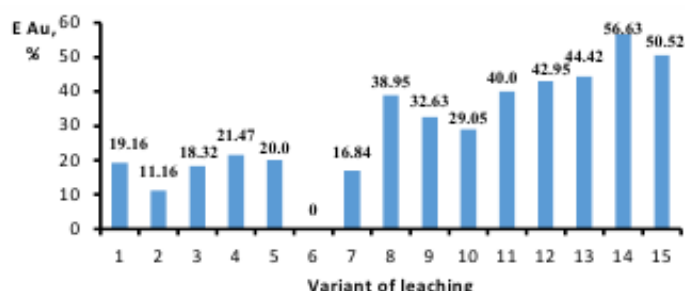


Figure 5 - comparison of the effectiveness of experimental variants of gold extraction.

Thus, it was confirmed that for the effective extraction of gold from this type of raw material - old sorption tailings with a high content of arsenopyrite and pyrite, more fine grinding to -0.02 mm is necessary. However, given the fact that for such production conditions such fine grinding is not feasible in most cases, it is possible to consider options involving the chemical decomposition of gold-containing sulphide minerals. Experiments have shown that in the process of oxidative leaching, it is necessary to oxidize not only gold-containing sulphides, but also released molecular sulfur, which can reduce the efficiency of cyanidation. Therefore, for leaching gold from this sample of old tailings, a processing scheme may be recommended that includes preliminary washing with sulfuric acid, followed by surfactant treatment with sulfanol,

then, after achieving complete oxidation of sulfide minerals and released sulfur, cyanide leaching.

REFERENCES

1. Dementiev V.E., Druzhina G.Ya., Gudkov S.S. Heap leaching of gold and silver. - Irkutsk: Irgiredmet OJSC, 2004. P 76-77.
2. Luganov V.A. Lectures on the subject "Special chapters of the theory of metallurgical processes." Satbayev University. 2018. lecture 15.
3. Kenzhaliyev B.K., Berkinbayeva A.N., Dosymbayeva Z.D., Sharipov R.Kh. Extraction Of Non -Ferrous And Noble Metals From Mill Tailing By Solutions In The Presence Of Oxidizing Agents International Journal of Engineering and Applied Sciences (JEAS)ISSN: 2394-3661, Volume-4, Issue-8, August2017. P 93-95.
4. Hypergenic changes in endogenous ore deposits, materials from site: <http://biofile.ru/geo/15203.html>
5. Vasilyeva A.V., Dementieva N.A., Koblov A.Yu. Extraction of fine gold by centrifugal devices of various modifications. Zolotodobycha (Gold mining), №76, March, 2005
6. Bagdaulet Kenzhaliyev, A.K. Койжанова, Г.Ж. Абдыкирова, Э.М. Камалов, Д.Р. Магомедов, Выщелачивание золотосодержащего сырья с использованием окислителя. Международная научно-практическая конференция "Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов". September 2018, <https://doi.org/10.31643/2018-7.14>
7. Kenzhaliyev Bagdaulet, Berkinbayeva Ainur, Recovery of precious and non-ferrous metals from the rebellious complex of mineral raw materials/ Mining & Metallurgy Engineering Bor No.3, 2015 / DOI:10.5937/MMEB1503109B. P. 109.
8. Barchenkov V.V. On the irretrievable loss of cyanide in the process of dissolution of gold and measures to reduce it CJSC "IIS Minerals" Zolotodobycha (Gold mining), No. 187, June, 2014.
9. Zhabbasbayev, U., Ramazanova, G., Kenzhaliev, B., Sattinova, Z., Shakhov, S. Experimental and calculated data of the beryllium oxide slurry solidification. (2016) Applied Thermal Engineering, 6, pp. 593-599. doi: 10.1016/j.applthermaleng.2015.11.114 <http://www.journals.elsevier.com/applied-thermal-engineering/>
10. Bagdaulet Kenzhaliyev Sergey Kvyatkovskiy Sultanbek Kozhakhmetov, L V Sokolovskaya, A S Semenova, Depletion of waste slag of balkhash copper smelter. Journal: Kompleksnoe ispol'zovanie mineral'nogo syr'ya. August 2018. DOI: 10.31643/2018/6445.16

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
КАЗАХСКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ
УНИВЕРСИТЕТ ИМЕНИ К. И. САТПАЕВА

ИНСТИТУТ МЕТАЛЛУРГИИ И ОБОГАЩЕНИЯ

МАТЕРИАЛЫ

Международной научно-практической конференции
ЭФФЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ЦВЕТНЫХ,
РЕДКИХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ



Алматы 2018 Almaty

УДК 669
ББК 34.3
Э94

Ответственный редактор: д.т.н., проф. Кенжалиев Б.К.

Жауапты редактор: т.ғ.д., проф. Кенжалиев Б.К.

Редакционный совет: д.т.н., проф. Кенжалиев Б.К., д.т.н., проф. Загородняя А.Н., д.т.н. Квятковский С.А., к.т.н. Кульдеев Е.И., к.х.н. Темирова С.С., PhD Касымова Г.К.

Редакциялық алқа: т.ғ.д., проф. Кенжалиев Б.К., т.ғ.д., проф. Загородняя А.Н., т.ғ.д. Квятковский С.А., т.ғ.к. Көлдеев Е.И., х.ғ.к. Темирова С.С., PhD Касымова Г.К.

«Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов»: Материалы Межд. научно-практ. конф. / Сост.: к.х.н. Темирова С.С., к.т.н. Кульдеев Е.И., Садыкова Т.С. – Алматы, 2018. – 440 с.

«Түсті, сирек және асыл металдарды өндірудің тиімді технологиялары»: Халықар. ғыл. практ. конф. материалдары / Құраст.: х.ғ.к. Темирова С.С., т.ғ.к. Көлдеев Е.И., Садыкова Т.С. – Алматы, 2018. – 440 б.

ISBN 978-601-323-132-7

В Материалах конференции «Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов» представлены результаты фундаментальных и прикладных исследований в области металлургии цветных, редких и благородных металлов, обогащения минерального и техногенного сырья, получения высокочистых металлов и перспективных материалов, а также разработки новых и усовершенствования существующих технологических схем, процессов и аппаратов.

Материалы конференции предназначены для ученых и специалистов, работающих в области переработки минерального сырья и материаловедения.

«Түсті, сирек және асыл металдарды өндірудің тиімді технологиялары» атты конференцияның материалдарында түсті, сирек және асыл металдар металлургиясы, минералдық және техногенді шикізаттарды байыту, тазалығы жоғары металдар мен келешегі зор материалдарды алу, сонымен қатар жаңа технологиялық схемаларды, үрдістерді және аппараттарды жасап шығару және олардың бұрыннан келе жатқан түрлерін жетілдіру салаларындағы іргелі және қолданбалы зерттеулердің нәтижелері келтірілген.

Конференция материалдары материалтану және минералды шикізаттарды өңдеу саласында жұмыс жасайтын ғалымдар мен мамандарға арналған.

**УДК 669
ББК 34.3**

ISBN 978-601-323-132-7

© АО «ИМиО», 2018

ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ОКИСЛИТЕЛЯ

<https://doi.org/10.31643/2018-7.14>

Кенжалиев Б.К.^{1,2}, Койжанова А.К.^{1,2}, Абдыкирова Г.Ж.¹,
ORCID: 0000-0003-1474-8354 0000-0001-9358-3193 0000-0001-5956-4730
Камалов Э.М.¹, *Магомедов Д.Р.¹
0000-0002-6073-348X 0000-0001-7216-2349

¹АО «Институт металлургии и обогащения», г. Алматы, Казахстан,
 *davidmag16@mail.ru;

²НАО «Казахский национальный исследовательский технический университет имени
 К.И. Сатпаева», г. Алматы, Казахстан

Аннотация. *Представлены результаты исследований по гравитационному обогащению и цианированию низкокачественной золотосодержащей руды с ее предварительным окислением, измельченной до 90% крупности класса $-0,071+0$ мм. Изучен вещественный состав руды с содержанием золота 1,26 г/т одного из месторождений Казахстана. Фазовый и элементный составы, формы нахождения золота и характер его связи с рудными компонентами изучены химическим, рентгенофазовым, рентгенофлуоресцентным, рациональным и пробирным методами анализа. Проведено трехстадийное гравитационное обогащение руды, максимальное извлечение золота в концентрат составило 48,7%. Прямое цианидное выщелачивание исходной руды и гравиоконцентрата с окислителем гипохлоритом кальция, измельченных до крупности класса $-0,071+0$ мм (90 %), позволило извлечь 88,8 % и 79,16% золота соответственно.*

Важнейшая проблема гидрометаллургии золота – изыскание рациональных способов его извлечения из низкосортных руд и концентратов. Извлечение благородных металлов из упорного сырья, не подлежащих обработке простыми, общепринятыми в промышленной практике, методами является одной из наиболее важных и актуальных проблем в цветной металлургии. Для извлечения благородных металлов из руд, промпродуктов, концентратов и отвальных хвостов изучены процессы гравитации, окисления [1-3].

Целью данной работы являлось извлечение золота из сульфидной руды подземной добычи с применением методов гравитационного обогащения, предварительного окисления и последующего цианирования.

В качестве объекта исследований выбрана руда одного из месторождений Казахстана с содержанием золота 1,26 г/т. Химический состав исследуемой пробы руды представлен следующими основными элементами, %: Fe – 5,0; S – 1,12; As – 0,001; Cu – 0,016; Zn – 0,059; Au – 1,26 г/т; Ag – 2,0 г/т.

Результаты рентгенофлуоресцентного анализа показывают содержание значительного количества кремния - 21,88%, кислорода – 53,91%, железа – 6,26%, алюминия – 7,71%, кальция - 4,62%, магния и натрия – более 1,2% и др (табл.1).

Таблица 1 – Рентгенофлуоресцентный анализ золотосодержащей руды

Содержание элементов, %									
O	Na	Mg	Al	Si	P	S	Cl	K	Ca
53,917	1,239	1,743	7,710	21,886	0,063	0,336	0,020	1,039	4,626
V	Mn	Fe	Cu	Zn	Rb	Sr	Y	Pb	Ti
0,030	0,195	6,258	0,011	0,031	0,003	0,013	0,002	0,007	0,458

Рентгенофазовый анализ проводился на дифрактометре D8 Advance (BRUKER), излучение Cu –K α . По результатам рентгенофазового анализа установлено, что основными фазовыми составляющими являются кварц–48,2%, альбит–12,7 % (рисунок 1, таблица 2).

N 20

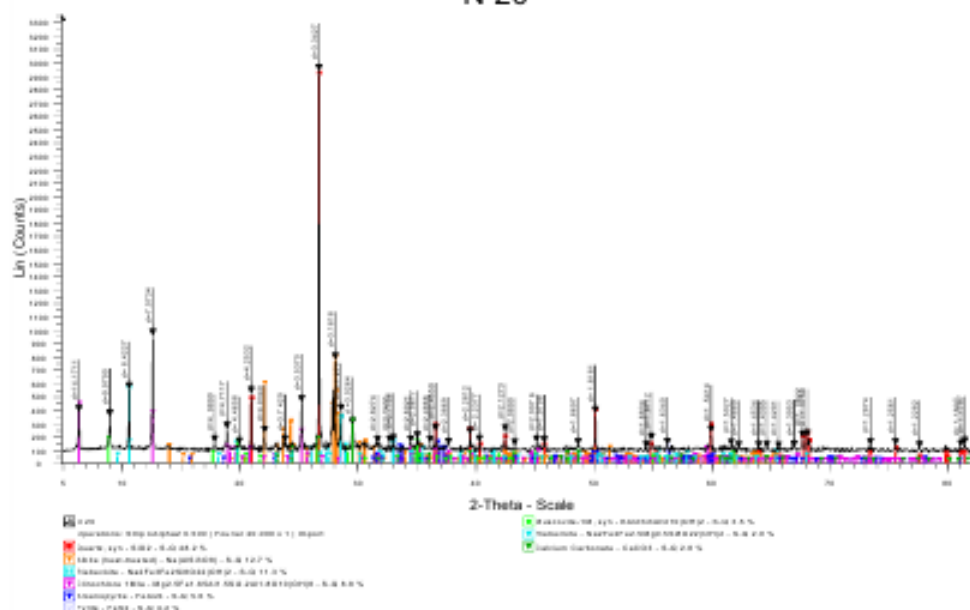


Рисунок 1 - Дифрактограмма исходной золотосодержащей руды

Таблица 2 – Результаты рентгенофазового анализа золотосодержащей руды

Compound Name	Formula	S-Q, %
Quartz, syn	SiO ₂	48.2
Albite (heat-treated)	Na(AlSi ₃ O ₈)	12.7
Riebeckite	Na ₂ Fe ₃ Fe ₂ Si ₈ O ₂₂ (OH) ₂	11.3
Clinoclchlore 1M1a	Mg ₂ *5Fe*65Al*5Si ₂ *2Al*8O ₁₀ (OH) ₃	8.8
Arsenopyrite	FeAsS	5.6
Pyrite	FeS ₂	4.2
Muscovite-1M, syn	KA ₁ Si ₃ AlO ₁₀ (OH) ₂	3.5
Riebeckite	Na ₂ Fe ₂ Fe _{2.5} Mg _{0.5} Si ₈ O ₂₂ (OH) ₂	2.9
Calcium Carbonate	CaCO ₃	2.8

Минералогическим анализом установлено, что форма зерен свободного золота – дендритная, октаэдрическая, игольчатая.

В лабораторных условиях выполнялись тест на центробежных концентраторе Knelson КС-МДЗ с трехстадийной концентрацией при разных вариантах гравитационного падения (G).

Для дальнейшего исследования был выбран режим 120G, показавший наиболее эффективный результат. Гравитационное обогащение при режиме 120G, велось в три стадии на пробе с исходным содержанием 1,26 г/т. Полученные пробы крупностью -0,071+0 мм шли на третью стадию гравитации [4-6].

Полученные концентраты в ходе гравитационного обогащения имели достаточно большой выход по массовому соотношению, что лишь позволило достигнуть максимального содержания золота 4,3 г/т во второй стадии, в первой стадии оно при этом составило 3,2 г/т, в третьей – 2,6 г/т. Среднее содержание золота в объединенном концентрате составило 3,36 г/т, что дает суммарное извлечение золота в гравикоцентрат 48,7%. В хвостах гравитации при этом остается 51,3% золота. Данные по результатам гравитационного обогащения в три стадии подробно отражены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты трехстадиального гравитационного обогащения

Трехстадиальная гравитация при 120G					
Фракция	Наименование	масса, кг	Выход, %	Au, г/т	E Au, %
90-100%, - 1,7мм	Концентрат I	0,585	11,7	3,2	20,8
90-100%, - 0,5мм	Концентрат II	0,372	7,44	4,3	17,8
90-100%, - 0,074мм	Концентрат III	0,348	6,96	2,6	10,1
	Хвосты после 3-х стадий	3,695	73,9	1,25	51,3
	Итого:	5,0	100	1,8	100,0
Объединенный концентрат 3-х стадий		1,305	26,1	3,36	48,7

Данные, приведенные в таблице 4, показывают, что в результате измельчения до $-0,071+0$ мм, при трехстадиальном гравитационном обогащении исходной руды, в концентраты всех трех стадий перешло 48,7% золота; а содержание золота в объединенном концентрате составило 3,36 г/т. Преобладающая часть золота исходной руды содержится в кристаллических структурах легких и органических минералов, которые не концентрируются в конусе чаши и вытесняются более тяжелыми минералами с незначительным содержанием золота.

Изучено влияние химического окислителя гипохлорита кальция на процесс цианирования руды. Цианид натрия (опыт 1, 3) и гипохлорит кальция (опыт 2, 4). Условия цианирования доизмельченной исходной руды и гравиконоцентрата (опыт 1, следующие: масса пробы 100 г (крупность 90-92% класса $-0,071+0$ мм), время 24 ч, Т:Ж=1:4, pH = 11,0. Извлечение золота из руды (опыт 2, табл. 5) с гипохлоритом кальция составило 88,8%. Предварительное окисление гравиконоцентрата с использованием гипохлорита кальция (опыт 4, табл. 5) составило 79,16%. Результаты влияния гипохлорита кальция на процесс выщелачивания исходной руды и гравиконоцентрата представлены в таблице 4.

Таблица 4 – Результаты цианирования исходной руды и гравиконоцентрата

Наименование показателей	Опыт 1 (исходная руда)	Опыт 2 (исходная руда)	Опыт 3 (гравиконоцентрат)	Опыт 4 (гравиконоцентрат)
Содержание золота в исходной пробе, г/т	1,26	1,26	3,36	3,36
Количество твердой фазы пробы, кг	0,1	0,1	0,1	0,1
Объем жидкой фазы пульпы, л	0,3	0,3	0,3	0,3
Концентрация NaCN, %	0,1	0,1	0,1	0,1
Содержание золота в кеке цианирования, г/т	0,42	0,14	1,84	0,7
Извлечение золота по твердому остатку (кек), %	66,6	88,8	45,23	79,16

Проведенные исследования показали возможность повышения степени извлечения золота из руды при использовании гипохлорита кальция с 66,6% до 88,8%, а также из гравиконоцентрата с 45,23 до 79,16%.

Существенным моментом является тот факт, что переход золота в хлоридные растворы начинается после окисления всех основных поглотителей гипохлорита, в том числе и углерода. Следовательно, фиксация золота в гипохлоритных растворах может

служить индикатором того, что процесс окисления компонентов-примесей гипохлоритом практически завершен.

Таким образом, выполненные исследования по определению влияния гипохлорита кальция на процесс цианирования указывают на эффективность его использования, и позволяет повысить извлечение золота из руды и гравиконоцентрата [6-9]. Учитывая различия в содержании золота в исходной руде 1,26 г/т и в получаемом гравитационном концентрате 3,36 г/т, при выщелачивании последнего в раствор переходит значительно большее количество благородного металла, чем из пробы не подвергавшейся гравитационному обогащению. Результаты, полученные в процессе экспериментов позволяют сформировать рекомендации по комплексной переработке данной пробы, включающей в себя гравитационное обогащение, предварительное окисление концентрата и последующее цианирование.

ЛИТЕРАТУРА

1. M.B. Erdenova, A. K. Koizhanova, Eh.M. Kamalov, S.B. Yulusov, Zh.D. Zhanabai. Hydrometallurgical processing of persistent gold-bearing ores by traditional beneficiation methods // Complex use of mineral resource. - 2017. №2. - С.12-15.
2. Абдылдаев Н.Н., Усенов Н.А., Койжанова А. К., Есимова Д.М., Акчулакова С.Т. Определение вещественного состава золотосодержащего сырья и разработка технологии его переработки // Комплексное использование минерального сырья. -2017. - №3. - С. 11-15
3. Койжанова А.К., Ерденова М.Б., Осиповская Л.Л., Магомедов Д.Р., Даришева А.М. Совершенствование технологии кучного выщелачивания золота из упорных полиметаллических руд // Комплексное использование минерального сырья. - 2015. - №1. - С. 30-36
4. Dementyev V.E., Voloshnikov G.I. Irgiredmet experience on gold Biometallurgy // Proceedings of the 19 th Internatinal Biohydrometallurgy Symposium. – Changsha, China, 2011. Voll.2. - P.818-823
5. Захаров Б.А., Меретуков М.А. Золото: упорные руды. - М.: Руда и Металлы, 2013. - 452 с.
6. Седельникова Г.В., Савари Е.Е., Заулочный П.А., Кошель Е.А. Извлечение золота из упорных высокосульфидных концентратов с применением биогидрометаллургии //Цветные металлы. - 2012. - №4. – С.37-41.
7. Фомченко И.В., Муравьев М.И., Кондратьева Т.Ф. Переработка сульфидных концентратов и промпродуктов, содержащих золото и цветные металлы, с применением биогидрометаллургии //Матер. Межд.совещ. «Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья». - Томск: Изд-во ТПУ,2013. С.271-284.
8. Шкетова Л.Е., Копылова Н.В., Верховина В.А. Исследования в области кучного биовыщелачивания сульфидных полиметаллических руд // Матер. VII Московского Межд. конгресса «Биотехнология: состояние и перспективы развития». - Москва,19-22 марта 2013. Ч. 2. С. 191-192 .
9. Дроздов С.В. Проскурякова И.А., Белоусова Н.В. Влияние температуры, концентрации цианида натрия и крупности исходного материала на интенсивное цианирование золота из сульфидного гравитационного концентрата // Цветные металлы. 2011. - №10. - С.64-68.

**ИННОВАЦИЯЛЫҚ ТЕХНОЛОГИЯЛАР - ҚР ЭКОНОМИКАСЫНЫҢ КЕН-БАЙЫТУ
ЖӘНЕ МҰНАЙ-ГАЗ СЕКТОРЛАРЫНЫҢ НЕГІЗГІ ЖӘНЕ ҚОЛДАНБАЛЫ
МІСЕЛЕЛЕРІН ТАБЫСТЫ ШЕШУДІҢ КІЛТІ**

СӘТБАЕВ ОҚУЛАРЫНЫҢ

ЕҢБЕКТЕРІ

I Том

ТРУДЫ

САТПАЕВСКИХ ЧТЕНИЙ

**ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ – КЛЮЧ К УСПЕШНОМУ РЕШЕНИЮ
ФУНДАМЕНТАЛЬНЫХ И ПРИКЛАДНЫХ ЗАДАЧ В РУДНОМ И НЕФТЕГАЗОВОМ
СЕКТОРАХ ЭКОНОМИКИ РК**

Том I

PROCEEDINGS

SATPAYEV'S READINGS

**INNOVATIVE TECHNOLOGIES ARE THE KEY TO SUCCESSFUL SOLVING
FUNDAMENTAL AND APPLIED PROBLEMS IN THE ORE AND OIL AND GAS
SECTORS OF THE ECONOMY OF THE REPUBLIC OF KAZAKHSTAN**

I volume

Алматы 2019 Almaty

Дүйсенбай А.Б., Байгенженев О.С. Асбест өндірісі қалдықтарын шаймалау процесінде алынған ерітіндіден никельді ДИ2ЭГФК экстрагентімен экстракциялау	725
Есенгазиев А.М., Опаев М.И., Ультаракова А.А., Улдаханов О.Х. Переработка хлоридных отходов титаномагниевого производства	728
Жекенбай А.К., Алтымышбаева А.Ж., Байконурова А.О., Маркаметова М.С., Усольцева Г.А. Изучение условий синтеза ксерогеля ванадия	733
Жолдатаев В.М. Опыт промышленной эксплуатации биполярных электролизеров	736
Карелин В.А., Сазонов А.В., Карелина Н.В. Ультразвуковая обработка титан-циркониевых россыпей	740
Қожабеков Р.Р., Чепуштанова Т.А. Изучение процесса сульфидирования окисленных минералов цветных металлов в присутствии спирита	743
Магомедов Д.Р., Койжанова А.К. Выщелачивание золота из хвостов сорбции с использованием поверхностно-активных веществ и окислителей	747
Мамбетжанова А.М., Болотова Л.С., Мамырбаева К.К., Луганов В.А. Гидродинамические характеристики окомкованной медно-никелевой руды	751
Мамырбаева К.К., Бакберген Ж., Магомедов Д.Р. Изучение извлечения золота цианированием из окисленной руды	754
Найманбаев М.А., Лохова Н.Г., Балтабекова Ж.А., Касымжанов К.К., Кенжалиев Б.К. Извлечение редкоземельных металлов в производственный раствор из отхода производства фосфорной кислоты	758
Осеров Т.Б., Мухаметгусупов Д.Е., Гусейнова Г.Д. Механохимический метод синтеза полисульфида натрия	762
Палеха С.А., Смаилов С.А. Повышение эффективности десульфурации на агрегате печь-ковш	767
Сарсембеков Т.К. Перспективы комплексной переработки Сатпаевского ильменитового концентрата	770
Сурымбаев Б.Н., Байконурова А.О., Баимбетов Б.С., Усольцева Г.А. Термодинамическое обоснование применения уксусной кислоты в качестве активатора цианидного выщелачивания золотосодержащего сырья	775
Телков Ш.А., Мотовилов И.Ю., Бостандыков А.М., Барменшинова М.Б. Разработка технологии обогащения окисленных свинцово-баритовых руд с использованием гравитационных процессов обогащения	779
Улдаханов Ө.Х., Мамырбаева К.Қ., Бакберген Ж. Мысты экстракциямен бөліп алуда үшінші фазаның түзілуін азайтуды зерттеу	783
Шаутинов М.Р., Нурманова А.Н., Бакраева А. Исследования по извлечению полезных компонентов из золошлаковых отходов	787
Шаутинов М.Р., Нурманова А.Н. Аппарат для модифицирования флотационных реагентов на основе энергетических воздействий	792
Shautenov M. R., Askarova G.E., Abdirassil K.R. Enrichment of sulfide copper-molybdenum ore and getting collective copper-molybdenum concentrate	796
M. Gradzka-Dahlke, M. Lepicka Titanium-based composite materials for biomedical applications	799
H. Homolka, K. Dębiński, M. Grygorczuk, M. Grądzka-Dahlke Applications of powder metallurgy in high entropy alloys – a review	804
<i>Секция «Роль геодезии и маркшейдерии в цифровом Казахстане»</i>	
Абенев Ә., Қырғызбаева Г.М. Цифрлы Қазақстандағы геодезияның атқарар ролі	809
Адильбекова Л.Қ., Қырғызбаева Г.М. Құрама тәсілмен кен игерудегі геомеханикалық процесстерді зерттеу	813
Айымбетова Г.А., Цычуева Н.Ю. Обзор современных геодезических методов изучения геодинамических процессов	817
Айтқожаева Т., Нүрпейісова М.Б. Алматы метрополитен аймағындағы ғимараттардың орнықтылығын бақылауда заманауи аспаптарды қолдану	821
Аталыкова Н.С., Солтабаева С.Т. Жерге орналастыру саласында заманауи аспаптарды пайдалану	825

Д.Р. Магомедов^{1,2}

Научный руководитель – А.К. Койжанова, зав. лабораторией спецметодов гидрометаллургии им. Б.Б. Бейсембаева, АО «Институт Металлургии и обогащения», кандидат технических наук.

¹АО «Институт Металлургии и Обогащения», Казахстан, г. Алматы

²Satbayev University, Казахстан, г. Алматы
davidmag16@mail.ru

ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ХВОСТОВ СОРБЦИИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫХ ВЕЩЕСТВ И ОКИСЛИТЕЛЕЙ

Аннотация. В работе приведены результаты исследований способов извлечения золота из золотосодержащих лежалых хвостов сорбции. Физико-химические и минералогические исследования пробы хвостов, показали содержание золота 4,75 г/тону, фазовый и качественный состав указали на то, что проба представляет собой упорное сырье, с преобладанием сульфидных минералов - арсенопирита и пирита. В ходе экспериментов по извлечению золота было исследовано влияние предварительного окисления пульпы, ввода в систему поверхностно-активных веществ, а также других комбинаций реактивов на процесс выщелачивания. Опробовано ультратонкое измельчение пробы до крупности 0,02 мм с последующим выщелачиванием. Проведенные исследования показали возможность повышения степени извлечения золота в 2-2,5 раза из сырья данного типа по сравнению с прямым цианированием.

Ключевые слова: выщелачивание золота, упорное сырье, активаторы окисления, поверхностно-активные вещества, хвосты сорбции.

В процессе промышленной переработки золотосодержащего минерального сырья практически вся обрабатываемая горная масса сосредоточена в хвостохранилищах и за годы деятельности золотодобывающих предприятий накапливаются многомиллионные хвостовые отвалы. Такие отвалы прошлых лет золотобычи могут быть представлены мелкими материалами: хвостами гравитации, амальгамации, флотации, кеками цианирования, огарками и др. Содержание золота в хвостовых отвалах прошлых лет может превышать содержание в рудах текущей добычи [1]. Решение проблемы повторной добычи золота из отходов добычи и обогащения руд сдерживается недостаточностью исследований в области технологий извлечения золота из низкосортного сырья.

Для проведения научно-исследовательских работ использовались представительные пробы лежалых хвостов ЗИФ Васильковского месторождения ТОО «AltyntauKokshetau».

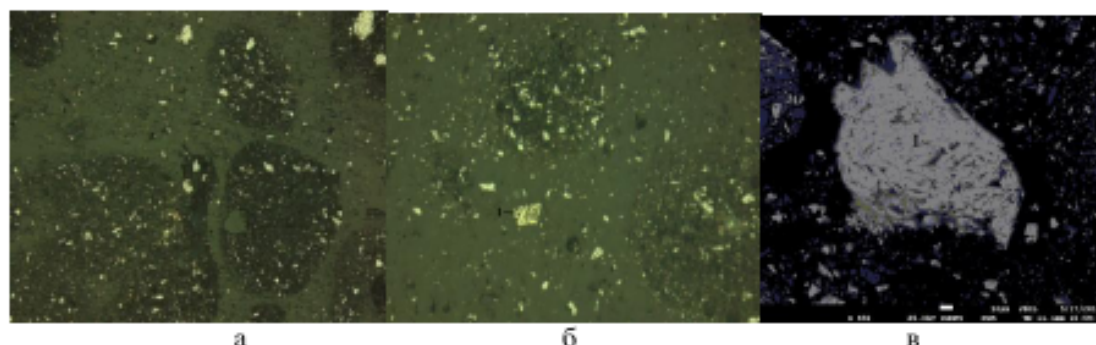
Рентгенофазовый анализ исследуемой пробы лежалых хвостов сорбции, показал значительное количество арсенопирита (29,2%), кварца (16,5%), пирита (10,3%) и других минералов.

В ходе химического анализа было установлено содержание золота равное 4,75 г/т, серебра 0,92 г/т, железа – 20,9%, серы – 12,72%, а также незначительные количества меди (0,04%) и цинка (0,005%).

Образец лежалых хвостов представляет собой золотоносное месторождение, в виде тонкозернистого сыпучего материала, черного цвета. Зерна в брикете очень мелкие, размером в сотые доли мм и до 0,01 – 0,09-0,1 мм. Большая часть обломков зерен неправильной формы. Зерна обычно свободные, но встречаются и в виде включений в нерудной массе. Породообразующие минералы по данным минералогического и рентгенофазового анализов представлены арсенопиритом, пиритом, кварцем, мусковитом, калиевым полевым шпатом, альбитом, кальцитом. Преобладает арсенопирит (рисунок 1, в),

составляющий более 30%, нерудная часть образует скопления как одного зерна. Пирит (рисунок 1, б) в основном встречается в сростке с нерудными минералами.

После изучения физико-химических свойств и минералогического состава осуществлялась подготовка проб лежалых хвостов к экспериментам по извлечению золота методом агитационного выщелачивания. Эксперименты по выщелачиванию золота из лежалых хвостов проводились на пробе с исходным содержанием – 4,75 г/т. Перед началом экспериментов были изучены различные комбинации выщелачивающих реагентов, включающие применение поверхностно активных веществ, окислителей, дополнительное измельчение пульпы и т.д.



а- увеличение $\times 100$; б- увеличение $\times 200$, фрагмент пирита; в- увеличение $\times 450$ Режим СОМРО, фрагмент арсенопирита

Рисунок 1 - Проба лежалых хвостов

Так, поверхностно-активные вещества (ПАВ) увеличивают скорость окисления сульфидов в начальный период, сокращают инкубационный период начала их окисления (лаг-фазу). Однако полнота завершения процесса практически не изменяется. Рекомендуется добавлять в раствор 0,0001-0,05 % ПАВ на основе полиоксиэтиленовых моно-лауратов, пальматов, стеаратов, олеатов [2]. Как один из видов поверхностно-активных веществ использовали сульфанола (алкилбензолсульфонат, смесь изомеров натриевых солей алкилбензолсульфо- кислот, с общей формулой $R-C_6H_4NaO_3S$, где R — радикал, соответствующий общей формуле C_nH_{2n+1} , где $n=14-18$).

Учитывая тот факт, что зачастую золото связано с кристаллической решеткой минералов, было также решено отработать варианты с применением окислителей с целью разрушения главным образом сульфидных минералов таких как пирит и арсенопирит [3-4].

Тонкая вкрапленность золота — наиболее распространенная причина упорности золотых руд. Для их переработки используют схемы с трехстадийным измельчением, дающие весьма тонкий помол (90—95% класса — 0,04 мм).

Помимо прямого цианирования, окисления гипохлоритом кальция и цианирования с ПАВ, были использованы варианты выщелачивания с предварительной обработкой фторидом аммония для разрушения структуры кварца, сульфат натрия для предварительного извлечения мышьяка, водная и кислотная промывки, применение бактериального раствора [6] и тиомочевины. Всего было отработано 14 вариантов выщелачивания, результаты которых представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты выщелачивания золота

Дополнительные условия/реагенты	Кек Au, г/т	EAu,%
Только NaCN-0,1% (контроль)	3,84	19,16
H ₂ SO ₄ 2%, нейтр. → pH 10-11, NaCN-0,1%	4,22	11,16

H ₂ SO ₄ 2%, нейтр.→pH 10-11, NH ₄ F 0,5 г, NaCN- 0,1%,	3,88	18,32
Ca(ClO) ₂ -1г, NaCN- 0,1%	3,73	21,47
H ₂ SO ₄ 2%, нейтр.→pH 10-11, Na ₂ SO ₄ -3,5 г, NH ₄ F-0,6 г, NaCN-0,1%	3,8	20,00
H ₂ O промывка, H ₂ SO ₄ 3%, бактерии, CS(NH ₂) ₂ -1г	3,95	16,84
NaCN-0,1%, ПАВ сульфанола – 0,5г	2,9	38,95
NaCN-0,1%, ПАВ стеарат натрия – 3,5г	3,2	32,63
NaCN-0,1%, анионные ПАВ – 2,5г	3,37	29,05
H ₂ SO ₄ 2%, нейтр.→pH 10-11, NaCN-0,1%, + стеарат натрия 3,5г	2,85	40,0
H ₂ SO ₄ - 2%, нейтр.→pH 10-11, NaCN-0,1%, + сульфанола	2,71	42,95
Измельчение до 0,02мм + NaCN-0,1%,	2,64	44,42
Измельчение до 0,02мм +NaCN-0,1% + сульфанола	2,06	56,63
Измельчение до 0,02мм + NaCN-0,1% + стеарат натрия 3,5г	2,35	50,52

Как видно из приведенной выше таблицы, извлечение золота из данных лежалых хвостов сорбции с применением различных активаторов окисления, не дает эффективных результатов. Прямое цианирование позволяет извлечь только 19,16%. Наиболее частым случаем большого расхода цианида натрия является присутствие в рудах или концентратах сульфидных минералов железа (их еще называют колчеданами) пирита, марказита и пирротина. Большинство свежих сульфидных минералов железа очень медленно и слабо взаимодействует с цианидом натрия. Но достаточно этим сульфидам полежать во влажном состоянии на воздухе, как уже начинается процесс их разложения. Особенно легко происходит окисление измолотых колчеданов вследствие огромного увеличения их поверхности. При этом наиболее быстро окисляются пирротины. Последние начинают разлагаться от забоя и особенно энергично окисляются при измельчении с отщеплением элементарной серы, которая реагирует с цианидом по реакции: $\text{NaCN} + \text{S} = \text{NaCNS}$ с образованием роданистого натрия, не растворяющего золото. Сера мешает растворению золота, поглощая кислород. Даже незначительное количество в руде пирротина может являться причиной низкого извлечения золота и настолько большого расхода цианида, что обработка руд цианированием становится экономически невыгодной [7]. Применение гипохлорита кальция, в качестве окислителя в 4-м варианте, незначительно повысило степень извлечения до 21,47%. Применение ПАВ способствовало более значительному повышению степени извлечения, в частности: с использованием анионных ПАВ извлечение составило – 29,05, со стеаратом натрия – 32,63%, с сульфанола – 38,95%. Предварительная кислотная промывка, с последующим использованием ПАВ и цианированием показала извлечение на уровне 40,0% (со стеаратом натрия) и 42,95% (с сульфанола). Максимальные показатели извлечения были достигнуты при тонком помоле на бисерной мельнице до класса крупности – 0,02мм. Прямое цианирование тонкоизмельченной пробы дало результат 44,42% извлечения золота. Применение стеарата натрия при цианировании пробы с крупностью - 0,02мм увеличило извлечение до 50,52%, а сульфанола – до 56,63%. На рисунке 2 приведена гистограмма сравнения экспериментальных вариантов выщелачивания золота из лежалых хвостов сорбции.

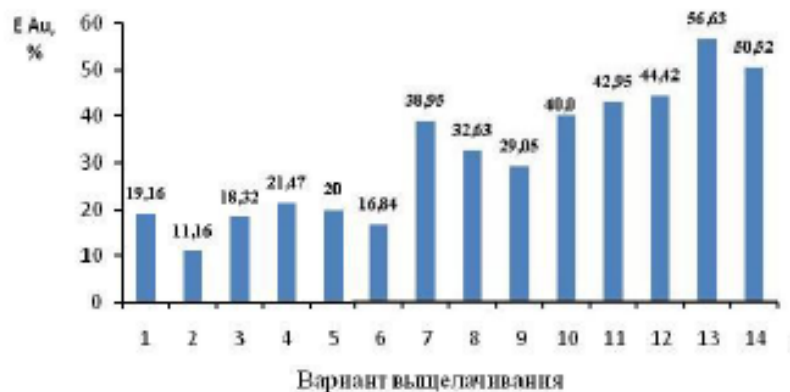


Рисунок 2 – Сравнение эффективности вариантов выщелачивания золота

Таким образом, было подтверждено, что для эффективного извлечения золота из данного типа сырья – лежалых хвостов сорбции с высоким содержанием арсенипирита и пирита, необходимо более тонкое измельчение до $-0,02\text{мм}$. Однако, учитывая тот факт, что для производственных условий достижение такого тонкого помола в большинстве случаев неосуществимо, можно рассмотреть варианты, предполагающие химическое разрушение золотосодержащих сульфидных минералов. Эксперименты показали, что в процессе окислительного выщелачивания, возникает необходимость в окислении не только золотосодержащих сульфидов, но и выделяющейся молекулярной серы, которая способна снижать эффективность цианирования. Поэтому для выщелачивания золота из данной пробы лежалых хвостов, может быть рекомендована схема переработки включающая предварительную промывку серной кислотой, с последующей обработкой ПАВ сульфанолам, затем, после достижения полного окисления сульфидных минералов и выделяющейся серы цианидное выщелачивание.

Литературы:

1. Дементьев В.Е., Дружина Г.Я., Гудков С.С. Кучное выщелачивание золота и серебра. – Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 2004. – С 76-77.
2. Луганов В.А. Конспект лекций по дисциплине «Специальные главы теории металлургических процессов». Satbayev University. 2018. Лекция №14.
3. Kenzhaliyev B.K., Berkinbayeva A.N., Dosymbayeva Z.D., Sharipov R.Kh. Extraction Of Non -Ferrous And Noble Metals From Mill Tailing By Solutions In The Presence Of Oxidizing Agents International Journal of Engineering and Applied Sciences (IJEAS)ISSN: 2394-3661. – Volume-4. Issue-8. August, 2017. – P 93-95.
4. Гипергенные изменения эндогенных рудных месторождений, материалы сайта <http://biofile.ru/geo/15203.html>
5. Kenzhaliev B.K., Koizhanova A.K., Abdykirova G.J., Kamalov E.M., Magomedov D.R. Leaching goldcontaining raw materials using an oxidizing agent. Proceedings of International scientific and practical conference“ The Effective Technologies of Non - Ferrous, Rare and Precious Metals Manufacturing” DOI: [10.31643/2018-7.14](https://doi.org/10.31643/2018-7.14) – P. 185
6. Барченков В.В. О безвозвратных потерях цианида в процессе растворения золота и мерах по его снижению ЗАО «ИИС Минералз». –*Золотодобыча*, №187, июнь, 2014. <https://zolotodb.ru/article/11096>

Д.Р. Магомедов, А.К. Койжанова

Беттік белсенді заттар мен тотықтырғыш заттардың көмегімен сорбциялық қалдықтардан алтынды бөліп алу

Аңдатпа. Жұмыста алтын құрамды сорбция қалдықтарынан алтынды бөліп алу әдістерінің зерттеу нәтижелері келтірілген. Үлгінің физикалық, химиялық және минералогиялық зерттеулері алтынның құрамын

4,75 г / тоннаға дейін көрсеткен, фазалық және сапалық құрамы сынама үлгісі сульфидті минералдар - арсениопирит пен пиритті көрсетті. Алтын өндіру тәжірибелерінде пульаның алдын-ала тотығуының әсері, жүйеге беттік-белсенді заттардың енгізілуі, сондай-ақ шаймалау процесінде реагенттердің басқа комбинациясы зерттелді. Үлгіні 0,02 мм бөлшектердің өлшеміне ультрафинді ұнтақтау кейіннен шаймалаумен сыналды. Зерттеулер тікелей цианидпен салыстырғанда бұл түрдегі шикізаттан 2-2,5 есе алтын өндіру дәрежесін арттыру мүмкіндігін көрсетті.

Түйін сөздер: алтын шаймалау, өңделуі қиын шикізат, тотығу активаторы, беттік белсенді заттар, сорбциялық қалдықтар

D.R. Magomedov, A.K. Koizhanova

Leaching of gold from sorption tailings using surfactants and oxidizing agents

Abstract. The paper presents the results of studies of methods for extracting gold from gold-bearing old sorption tailings. Physical, chemical and mineralogical studies of tail samples showed gold content of 4.75 g / ton, phase and qualitative composition indicated that the sample is a refractory raw material, with a predominance of sulfide minerals - arsenopyrite and pyrite. In the course of the gold extraction experiments, the effect of preliminary oxidation of the pulp, the introduction of surfactants into the system, as well as other combinations of reagents on the leaching process was investigated. Ultrafine grinding of the sample to a particle size of 0.02 mm, followed by leaching. Studies have shown the possibility of increasing the degree of gold extraction by 2-2.5 times from raw materials of this type as compared with direct cyanidation.

Keywords: gold leaching, refractory raw materials, oxidation activators, surfactants, sorption tailings.

УДК 669.334.6

Мамбетжанова А.М.^{1,2}, Болотова Л.С.², Мамырбаева К.К.¹, Луганов В.А.¹

Научный руководитель – Луганов В.А., профессор, доктор технических наук

¹Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева, Казахстан, г. Алматы

*²Филиал РГП «НЦ КИМС РК» Государственное научно-производственное объединение промышленной экологии «Казмеханобр», Казахстан, г. Алматы
aliya.myrzagulovna@gmail.com*

ГИДРОДИНАМИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ОКОМКОВАННОЙ МЕДНО-НИКЕЛЕВОЙ РУДЫ

Аннотация: *Статья посвящена изучению гидродинамических характеристик окисленной медно-никелевой руды. Представлены результаты исследований гидродинамических характеристик исходной руды с предварительным окомкованием и без окомкования. Показаны результаты исследований стойкости окатышей к воздействию растворов серной кислоты. В результате исследований были установлены рекомендуемые параметры окомкования, обеспечивающие успешное проведение кучного выщелачивания. Расход гипса - 100 кг/т руды, крупность руды - 50 мм, крупность окатышей 20 – 30 мм.*

Ключевые слова: *кучное выщелачивание, окисленная руда, окомкование, ситовой анализ.*

Важной характеристикой руды, подвергаемой кучному выщелачиванию, является проницаемость ее в штабеле. Наличие в руде большого количества тонких фракций (глины, шламы) ухудшает фильтрацию, приводит к образованию закупоренных зон внутри штабеля и каналов, что снижает извлечение ценного компонента и увеличивает продолжительность выщелачивания [1].

При кучном кислотном выщелачивании имеется возможность получения продуктов с более высоким содержанием меди, чем во флотационных концентратах. Кроме того, осуществление процесса кучного выщелачивания требует меньших капитальных затрат, чем при обогащении измельченной руды флотационным методом. Основным недостатком данного метода применительно к окисленным рудам является то, что данная руда имеет низкую проницаемость для растворов вследствие повышенного содержания в руде мелких классов, обладающих коагулирующими свойствами [2].

TMS

2019	550431	STU	7/21/2019
Year	Member #	Type	Joined

David Magomedov
 JSC Institute of Metallurgy and Ore Beneficiation
 29/133, Shevchenko Str
 Almaty 050010
 Kazakhstan

0 years of consecutive membership.
 Expires: 12/31/2020



**5TH WORLD CONGRESS ON INTEGRATED
 COMPUTATIONAL MATERIALS ENGINEERING (ICME 2019)**
 July 21–25, 2019 • JW Marriott Indianapolis • Indianapolis, Indiana, USA

SPONSORED BY:



and the Integrated Computational Materials
 Engineering Committee, and the Materials
 Processing & Manufacturing Division

FINAL PROGRAM



PLATINUM SPONSOR:



北京材料基因工程
 高精尖创新中心
BEIJING MATERIALS GENOME ENGINEERING
 HIGH PRECISION INNOVATION CENTER FOR
 MATERIALS GENOME ENGINEERING

www.tms.org/ICME2019

Hansen, G	27
Hanson, A	43
Hanwell, M	27
Han, Y	53
Harlow, D	38
Harris, W	30
Hasan, S	44
Hawk, J	44
He, B	49
He, S	43
He, Y	52
Hector, L	39
Hirt, G	27
Hodge, N	34
Hojda, S	27
Holm, E	26
Hope, A	34
Horstemeyer, M	29, 38
Hosseini, V	50
Hsieh, K	49
Huang, C	49
Huang, D	55
Huang, H	49, 53
Huang, T	37, 39
Huang, Z	32
Hu, B	54
Hudack, M	51
Hu, M	32
Hu, Q	40
Hurtig, K	50
Hu, S	54
I	
Inoue, J	29
Ito, K	51, 55
Izuno, H	29
J	
Jackson, M	27
Jacobsen, M	35
Jadhav, P	41
Jain, D	49
Jana, S	45
Jang, S	49
Jena, A	33
Jeppsson, J	44
Jiang, J	50
Jin, K	52
Johnson, R	37, 39
Joseph, C	50
Joshi, V	45, 54
Joy, J	54
Jung, Y	29, 53
K	
Kadirvel, K	34
Kadohira, T	51, 55
Kalariya, Y	46
Kalidindi, S	40
Kamalov, E	50
Kang, M	50
Karagadde, S	42
Karlson, K	43
Kelsey, M	49
Kenzhaliyev, B	50
Khan, A	34
Kim, H	30, 51
Kitahara, A	26
Koch, S	40
Koizhanova, A	50
Kong, D	32
Koschmieder, L	27
Kozlosky, K	26
Kpoffon, H	51
Krutz, N	41
Kuhr, S	36
Kumar, K	28
Kwon, S	50
L	
Lagoudas, D	54
Lakshmanan, A	27, 29
Lane, B	46
Laschet, G	40
Laukkanen, A	27, 42, 45
Lauridsen, E	30
Lavender, C	45
Lee, R	44
Lei, B	26
Levi, C	29
Levine, L	46
Lewis, D	41
Lian, J	43
Li, C	31
Li, D	55
Li, J	40
Li, L	32, 43
Li, M	47
Lim, H	40, 43
Lindroos, M	27, 42, 45
Lingaraju, A	51
Lin, M	27
Lin, T	48
Liou, T	49
Li, R	32
Li, T	31
Little, J	30
Liu, B	32
Liu, G	48
Liu, W	43
Liu, Y	40
Liu, Z	54
Li, W	32
Li, X	28, 32, 54
Li, Y	47, 51, 52
Ludwig, W	43
Luo, A	37, 48
Lu, P	31
Lu, X	52
Lv, W	52
Lynch, M	26
M	
Madison, J	43
Magomedov, D	50
Maiti, S	55
Malhotra, C	36
Maniatty, A	41
Mann, A	36
Manuel, M	38
Mao, H	52
Mao, Y	51
Mason, P	34, 41, 44
Masoomi, M	33, 46
Mays, S	47
McDowell, D	40, 47
Megahed, M	42
Meng, L	29, 30, 46
Meng, S	45
Miao, J	41
Mills, M	41
Minamoto, S	51, 55
Ming, Z	40
Mirdamadi, M	42
Mishra, R	31
Mishra, S	55
Misra, A	27
Mistree, F	29, 40
Mitchell, J	43
Mohapatra, G	39, 42
Molla, T	28
Montes de Oca Zapiain, D	40
Montiel, D	43, 44
Moody, K	47
Moser, N	30
Muenstermann, S	43
N	
Nadimpalli, N	42
Nahas, S	51
Najafi, A	33
Naragani, D	43
Nellippallil, A	29, 40
Niu, C	29, 39, 47

CFD-simulation of Siphone for Primary Aluminum Production: *Mohsen Amerisiahooei*¹; *Almahdi-South Hormoz Aluminium*
the tapping operation was carried out in the normal way. Today mathematical tools are used in the further development and optimisation of crocbyle. CFD (computational fluid dynamics) simulation is a tool which has been successfully established in many diverse sectors of industry. It is the intention of this article to present the simulation of a siphone which has been done using the commercial software FLUENT. Numerical simulation shall provide the plant constructor with information on the guiding of flows, temperature distribution, heat input and heat losses in a siphone.

Combinatorial Alloy Fabrication and Synergies with Predictive Frameworks for High-entropy Alloy Design and Down-selection: *Marcus Parry*¹; *Danielle Beatty*²; *Seongtae Kwon*²; *Taylor Sparks*¹; *Jeffery Aguiar*¹; ¹University of Utah; ²Idaho National Laboratory

High-entropy alloys (HEAs) are an emerging class of materials consisting of multiple principal elements. Due to entropic effects, HEAs are highly stable at elevated temperature with promising hardness, tensile strength, and corrosion resistance for potential structural applications in extreme environments. Due to the infinite compositional range of HEAs, discovery efforts benefit from a multifaceted experimental and computational approach. In this work, over 100 different alloys are synthesized focusing on near-equimolar compositions of the main constituent elements Fe, Cr, Ni, Mn, Al, Si, and Cu. The effects of alloying are investigated and reported in detail; specifically, microstructural and mechanical property characterization are achieved using X-ray/neutron diffraction, X-ray tomography, electron microscopy, hardness testing, tensile testing, and thermal analyses. Results are compiled to inform and validate modeling efforts, to increase data availability, and for use in the development of a statistically driven approach to differentiate compositions of interest during alloy design and testing.

Comparative Study of Efficiency of Methods of Gold Extraction from Anthropogenic Flotation Tails: *Aigul Koizhanova*¹; *Bagdaulet Kenzhaliyev*¹; *David Magomedov*²; *Emil Kamalov*¹; *Maria Erdenova*¹; ¹JSC «Institute of Metallurgy and Ore Benefication»

This paper shows the results of the comparative study of efficiency of methods of gold extraction from anthropogenic flotation tails by agitation cyanidation and biooxidation with following leaching. A representative sample was taken of flotation tailings at the gold extraction plant of AltyntauKokshetau. It was established that in the test sample contains 0.32 g/t Au and 0.62 g/t Ag. The extraction degree of gold from flotation tailings with 80% content of 0.071 mm fraction was 50%, and that with 90% content of 0.071 mm fraction was 60%. The extraction degree of gold from flotation tailings with 90% content of 0.044mm fraction at a solid-liquid ratio of 1:4 and a cyanide concentration of 1 g/dm³ is 65.2%. When using an active strain of thionic cultures the gold extraction degree was E_{Au} = 72.1%.

Computational Discovery of Stable MXenes Alloy Phases: *Xiao Xu Wang*¹; *Jun Jiang*²; *Caiqun Wang*³; *Xu Cu*²; *Liutao Zhao*²; ¹Beijing Computing Center, University of Science and Technology Beijing; ²Beijing Computing Center

MXenes are a class of transition metal carbides and nitrides among the latest additions to the 2D world. Due to the excellent mechanical properties, metallic conductivity, and hydrophilic surface, MXenes are widely studied as electrodes in batteries and super-capacitors. MXenes alloys with more than one Metal element may allow incorporation of elements beside those included which, in turn, would enable addition of new properties and benefits for the property tuning. Here, we extend the use of modern high-throughput screening techniques with first principles calculations to screen all the entire M_nX_n ($n=1-3$) phase families for the thermodynamic stability. To complete the nontrivial task of selecting the most stable competing phases for these compositions, we systematically survey the Materials Project database. Our predictions provide guidance to experimental efforts for the synthesis of different MXenes alloy compounds.

Design of High Entropy Carbides Using Entropy and Enthalpy Descriptors: *Ruizhi Zhang*¹; *Mike Reece*¹; ¹Queen Mary University of London

High entropy carbides (HECs) are attracting considerable interest because of their promising applications as ultra-high-temperature ceramics. Design of HECs involves searching in a high-dimension multi-element chemical space for thermodynamically stable phases, which is formidable due to the vast searching space. Here we show that entropy and enthalpy descriptors from first principles calculations can be used to identify synthesizable compositions of HECs, where the descriptors are calculated using the standard error and the mean value of the energy distribution spectrum. Based on the calculations, we propose nine compositions of eight-cation HECs with high entropy and low enthalpy, and the cations' contribution to entropy and enthalpy is analyzed in detail. The effect of carbon vacancies on HECs is also calculated and discussed, as carbon off-stoichiometries are common in these carbides.

Development of New Rare Earth Superalloy for Additive Manufacturing: *Maodong Kang*¹; *Jun Wang*¹; *Haiyan Gao*¹; *Baode Sun*¹; ¹Shanghai Jiao Tong University

The existing superalloys are difficult to meet the forming requirement of additive manufacturing. In this study, Ni-Al alloy was select as the Matrix Material. Base on the phase diagram calculation, Several Rare Earth Elements were selected as candidates to design new superalloy. The new superalloys have higher heat resistance temperature. After preparation of Button Samples by Vacuum Non-consumable Arc Furnace Melting, high-throughput Laser ablation method was used to evaluate the formability properties of additive manufacturing. Preliminary results shows that the different Rare Earth element addition present different crack phenomenon, such as the density, width and length of cracks. The crack formation tendency is closely related to laser processing parameters. In addition, surface roughness also shows great differences. However, the new superalloy is more brittle than traditional Superalloys. More work should be carried out to improve the plasticity of new Rare Earth Superalloy.

Development of Prediction Techniques for Long-term Performance of Mg Alloys Based on Materials Integration Approach: *Daisuke Egusa*¹; ¹University of Tokyo

Mg alloys have been gathering wide attentions as an application to structural materials owing to their high strength/weight ratio. For practical use, prediction and control of material performance over a long period of time such as fatigue and corrosion are required, but basic knowledge for predicting long-term performance in Mg alloys is still insufficient. In recent years, as a means to solve the difficulties in such development, a material designing method "Materials Integration" integrating various technologies such as computational material science and data science has developed. We have been developing a system for efficiently predicting long-term performance of Mg alloys, adapting Materials Integration approach. In the present study, we focus on developments of prediction techniques of mechanical properties based on database that contains process and microstructural information of materials.

Development of Time-temperature-transformation and Properties Diagrams for Alloy 282 Using a Novel Arc Heat Treatment Technique:

*Ceena Joseph*¹; *Kevin Vattappara*²; *Vahid Hosseini*²; *Kjell Hurlig*³; *Joel Andersson*⁴; ¹GKN aerospace.com; ²KTH university; ³University Väst
Alloy 282 is a strengthening alloy with excellent combination of high temperature properties and fabricability. As it is relatively new alloy, the developing time-temperature-transformation diagram plays crucial role in understanding transformation of different phases in this alloy with different temperatures and times. A newly developed heat treatment technique, called arc heat treatment, will be employed to heat treat the samples where a steady state melt pool forms a few seconds after arc applied and constant temperature isotherms forms next to the weld pool. This results in a unique graded microstructure within the whole range of temperatures from melting point to room temperature. This approach decreases the total number of samples compared to other techniques, as all temperatures are present in one sample. Different times will be applied to investigate the evolution of microstructure and hardness at various time and thermodynamic calculations will be performed to compare the results with equilibrium condition.

Извлечение золота из сульфидных руд и концентратов обогащения

Д.Р.МАГОМЕДОВ, А.К.КОЙЖАНОВА (Satbayev University; 050013, Республика Казахстан, г. Алматы, ул. Сатпаева, 22а; Акционерное общество «Институт Metallургии и Обогащения» «АО ИМиО»; 050100, Республика Казахстан, г. Алматы, ул. Шевченко, 29/133),

М.Б.ЕРДЕНОВА, Н.Н.АБДЫЛДАЕВ (Акционерное общество «Институт Metallургии и Обогащения» (АО «ИМиО»); 050100, Республика Казахстан, г. Алматы, ул. Шевченко, 29/133)

В работе приведены результаты экспериментов по выщелачиванию золота из исходной руды и концентратов обогащения руды одного из месторождений Казахстана. Пробирным анализом было установлено среднее содержание золота в руде – 6,0 и серебра – 7,9 г/т. В процессе исследований были отработаны режимы прямого цианирования, с предварительным окислением, сорбционного выщелачивания, а также опробованы варианты выщелачивания золота из руды после ультратонкого помола, гравитационного и флотационного обогащения. Наибольшая результативность – 95,59–99,45% – отмечена при окислительном и сорбционном цианировании концентратов гравитации. Прямое цианирование флотоконцентратов, полученных из хвостов гравитации, позволило извлечь 92,03%, сорбционное – 94,19%.

Ключевые слова: концентраты обогащения, извлечение золота, цианирование, сорбционное выщелачивание, окислители, ионы хлора, активированный уголь.

Магомедов Давид Расимович



davidmag16@mail.ru

Койжанова Айгуль Кайргельдыевна
кандидат технических наук

aigul_koizhan@mail.ru

Ерденова Мария Бейсенбековна

Абдылдаев Нурғали Нурланович

Recovery gold from sulfide ore and concentrates of enrichment

D.R.MAGOMEDOV, A.K.KOIZHANOVA (Satbayev University; The Institute of Metallurgy and Ore Beneficiation),

M.B.ERDENOVA, N.N.ABDYLDAEV (The Institute of Metallurgy and Ore Beneficiation)

The paper presents the results of experiments on the leaching of gold from the original ore and ore concentrates from one of the deposits of Kazakhstan. Analyzes found the average gold grade in ore equal to 6,0 and silver 7,9 g/t. In the process of research, the modes were tested out direct cyanidation, with preliminary oxidation, sorption leaching, also as well as options for leaching gold from ore after ultrafine grinding, gravity and flotation concentration. The highest efficiency – 95,59–99,45%, was noted during oxidative and sorption cyanidation of gravity concentrates. Direct cyanidation of flotation concentrates obtained from gravity tailings made it possible to recover 92,03%, sorption cyanidation – 94,19%.

Key words: concentrates of enrichment, gold recovery, cyanidation, sorption leaching, oxidizing agents, chlorine ions, activated carbon.

В последние годы в связи с исчерпанием запасов богатых россыпных, а также легкообогатимых руд всё в большей степени в эксплуатацию вовлекаются коренные упорные руды (сульфидные, глинистые и др.), отвалы, хвосты фабрик, техногенное сырье. Увеличение объемов добычи и переработки возможно лишь за счёт освоения новых месторождений и вовлечения в комплексную отработку забалансовых руд, отвалов и хвостов.

В мировой практике производства металлов наблюдаются тенденции обеднения руд и вовлечения в переработку низкосортного сырья. Всевозрастающие масштабы промышленного производства с вовлечением в сферу переработки бедного по содержанию ценных

компонентов сырья привели к увеличению объёмов техногенных отходов, загрязняющих окружающую среду. В отечественной практике большое количество руд необоснованно относят к разряду труднообогатимых, хотя в лабораторных условиях на них получены достаточно приличные показатели. К таким рудам относятся сульфидные руды подземной добычи одного из месторождений Казахстана. Новые возможности и перспективы рентабельного извлечения из них золота открывает современное обогатительное оборудование.

Главными недостатками производства золота в республике Казахстан являются ограниченные подтвержденные запасы металла (около 900 т), использование

Месторождения рудных и нерудных полезных ископаемых

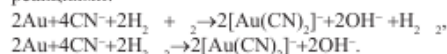
на основных золотоизвлекательных предприятиях устаревших, малопроизводительных, многооперационных и экологически опасных технологий добычи, обогащения и металлургической переработки золотосодержащих руд. В результате этого допускаются большие потери золота, особенно на стадиях обогащения «упорных» и «особо упорных» руд с хвостами, в которых остается до 1,5–2,5 г/т золота. По этой причине общее его сквозное извлечение в товарную продукцию из подобного сырья не превышает 60% и руды данного типа относятся к категории труднообогащаемых.

В настоящее время для извлечения золота и серебра из минерального сырья после обогатительного передела используют цианидное выщелачивание. Процесс интенсивного цианирования основан на использовании высоких концентраций цианида, окислителя (кислород) и щелочи. Кроме того, для интенсификации процесса цианирования возможно применение следующих приёмов: повышение температуры, снижение вязкости раствора, применение аэрации, а также возможно применение реагентов-ускорителей. В настоящее время значительное количество литературных данных посвящено ускорению процессов цианирования благородных металлов с использованием химических добавок. Преимуществами таких методов являются высокая технологичность – отсутствие необходимости менять технологию устоявшегося производственного процесса, не требуется применения специального оборудования и высококвалифицированного персонала. К недостаткам такого подхода следует отнести увеличение экологической нагрузки на окружающую среду, что, однако, является малозначимым при использовании экологически безопасных соединений. Поэтому поиск более дешёвых, эффективных и экологически безопасных реагентов-ускорителей является актуальным направлением совершенствования процесса интенсивного цианирования гравиконцентратов [1].

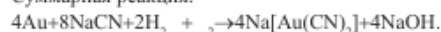
Экспериментальные методы и результаты. В процессе исследований в качестве исходного сырья использовали сульфидную золото-серебросодержащую руду одного из месторождений Казахстана. Гранулометрический состав руды крупностью –2,0+0 мм с распределением золота по классам крупности представлен в табл. 1.

По результатам ситового анализа выявлено, что основная фракция руды представлена крупностью –2,0+1,25 и –0,8+0,25 мм, где выход составляет 23,64 и 47,4%, соответственно.

В процессе цианирования происходит окисление золота кислородом воздуха до Au⁺ и его переход в раствор в виде комплексного аниона [Au(CN)₂]⁻. Химизм описывается двумя последовательно протекающими реакциями:



Суммарная реакция:



Окислительный потенциал золота весьма высок ($\varphi_0 = +1,88\text{В}$). Наиболее известные окислители обладают меньшими потенциалами и не могут окислить золото. Известный и распространённый в гидрометаллургии окислитель – это кислород, потенциал которого также уступает золоту ($\varphi_0 = +0,40\text{В}$ и $\varphi_0 = -0,15\text{В}$ в щелочной среде), не способен переводить металлическое золото в раствор в виде катиона Au⁺. Снижение потенциала золота в цианистых растворах, за счёт уменьшения активности металла и согласно уравнению Нернста для полуреакции [Au(CN)₂]⁻=Au + 2CN⁻ даёт потенциал равный $\varphi_0 = -0,54\text{В}$. Это позволяет произвести расчёт влияния того или иного окислителя на интенсивность растворения золота. Так, в процессе подбора окисляющего реагента был произведён предварительный расчёт энергии Гиббса и константы равновесия, позволяющий сделать выбор наиболее оптимального варианта окисления.

Данные табл. 2 указывают на протекание реакций в сторону растворения золота в цианистых растворах при стандартных условиях и окислении кислородом воздуха. Использование в качестве дополнительного окислителя перманганата (MnO₄⁻) позволяет уменьшить изобарно-изотермический потенциал и повысить показатель константы равновесия, что указывает на смещение равновесия реакции в сторону растворения золота. Однако окислительные потенциалы соединений марганца наиболее эффективно проявляют себя в кислых средах. Применение пероксида натрия уже в более значительной степени способно сместить равновесие реакции

1. Гранулометрическая характеристика дробленной руды (-2 мм) с распределением золота по классам крупности

Образцы	Класс крупности, мм	Выход класса		Содержание Au, г/т	Распределение Au, %
		г	%		
Руда (ТП 3)	-2,0+1,25	409,5	40,95	4,41	23,64
	-1,25+1,0	42,6	4,26	7,24	4,03
	-1,0+0,8	110	11	5,72	8,24
	-0,8+0,25	326,4	32,64	11,1	47,4
	-0,25+0,1	94,7	9,47	10,8	13,39
	-0,1+0,071	16,8	1,68	15,1	3,3
Итого		1000	100	7,64	100,0

2. Расчёт энергии Гиббса и логарифма константы равновесия

Окислитель	E, В	ΔG кДж/моль	
O ₂ (воздух)	-0,15	-75,27	13,2
Na ₂ O ₂	+1,2	-335,82	58,9
MnO ₄ ⁻	+0,56	-106,15	18,6
Cl ₂	+1,4	-374,42	65,7
ClO ⁻	+0,88	-274,06	48,1
H ₂ O ₂	+0,95	-287,57	50,5

в сторону растворения золота, так как величина энергии Гиббса снижается до -335,82 кДж/моль, а логарифм константы равновесия достигает показателя 58,9. Отдельно следует рассмотреть окислительные потенциалы соединений хлора: для Cl₂ (газа) нормальный окислительный потенциал равен +1,4В; для HClO (хлорноватистой кислоты) он равен +1,50 В; для ClO⁻ (гипохлорит-иона) +0,88В. Теоретически, окисление более интенсивно должно протекать в слабокислой среде, когда образуется наибольшее количество хлорноватистой кислоты. Однако при этом ещё присутствует молекулярный хлор, который, реагируя с цианидами, образует сильно токсичный хлор-циан. В сильнощелочной среде (при pH >11-12) в растворе присутствуют только гипохлорит-ионы, окислительный потенциал которых ниже, чем у других описанных выше соединений хлора. Поэтому при указанном оптимальном значении pH (~10-11) количество молекулярного хлора сведено к минимуму, следовательно, возможность образования хлор-циана исключена, и в то же время ещё имеется в достаточном количестве хлорноватистая кислота, окислительный потенциал которой значительно выше, чем окислительный потенциал гипохлорит-иона. Вышеизложенное можно проиллюстрировать кривой диссоциации HClO в воде при различных значениях pH, приведённой на рис. 1. Поведение соединений хлора от показателя pH среды было подробно изучено отечественными и зарубежными исследователями [5, 19].

Таким образом, проанализировав расчётные данные по эффективности окислительных свойств рассмотренных ранее реагентов, для дальнейших экспериментов были выбраны в качестве окислителей гипохлорит кальция Ca(ClO)₂ и пероксид натрия Na₂O₂. Проведённые ранее работы по окислительному выщелачиванию также подтвердили эффективность использования гипохлорита кальция [4, 11-13, 17]. Несмотря на высокий окислительный потенциал молекулярного хлора, а также имеющийся опыт хлорного выщелачивания [18], использование его в щелочных растворах сместит диссоциацию в сторону образования гипохлорит ионов ClO⁻ [10]. Использование перманганатов и других соединений марганца нецелесообразно в щелочных средах. В ряде работ была показана эффективность при-

менения перекиси водорода, но также отмечена и его побочная реакция, приводящая к окислению цианида [8, 14]. Кроме того, аналогично перманганату, применение пероксида водорода в качестве окислителя более целесообразно для кислых сред.

На практике, помимо применения химических окислителей в процессе переработки золотосодержащего сырья, широко известен способ бактериального выщелачивания. В ряде работ приведены примеры, когда биохимическое выщелачивание имеет преимущества по сравнению с химическим выщелачиванием – обеспечивает повышенные скорости растворения драгоценных металлов, повышает извлечение золота на 20-30%, снижает потребление цианидов на 50% [15]. Однако химический и гранулометрический состав исследуемой пробы не способствовал адаптации бактериальной культуры и дальнейшему биоокислению минералов. Также к недостаткам метода биовыщелачивания относят и увеличение продолжительности процесса [3].

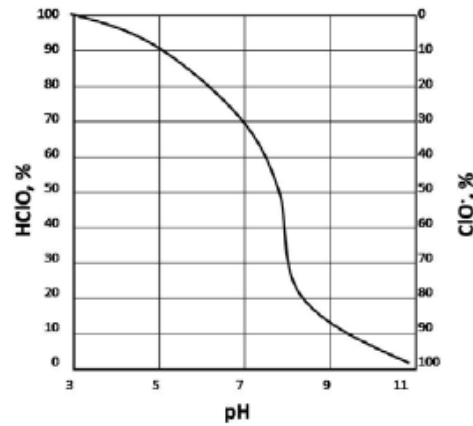


Рис. 1. Зависимость диссоциации HClO от значений pH

Решению данных проблем и поиску новых альтернативных способов для извлечения золота из руд и продуктов обогащения посвящено множество исследований.

К нетрадиционным методам повышения извлечения золота из упорных сульфидных руд и продуктов обогащения можно отнести: реагентный метод (альтернативные растворители); методы вскрытия минерального сырья (электрохимические); бактериальное и автоклавное выщелачивание; окислительный обжиг и др.

Для переработки упорных сульфидных золотосодержащих руд используется автоклавное окисление пульпы кислородом под давлением в присутствии серной кислоты, затем цианирование.

3. Результаты рентгенофлуоресцентного анализа пробы исходной руды

Элемент	Содержание компонентов, %	Элемент	Содержание компонентов, %	Элемент	Содержание компонентов, %
	48,712	Cl	0,010	Co	0,012
Na	0,842		1,580	Cu	0,024
Mg	1,097	Ca	3,891	Zn	0,113
Al	7,470		0,327	Rb	0,005
	22,784		0,006	Sr	0,009
	0,046	Mn	0,154	Zr	0,008
	0,952		4,882	Pb	0,006

Для переработки углистых золотых руд и концентратов с повышенной сорбционной активностью применяется также *окислительный обжиг* с последующим цианированием. При нагревании в окислительной атмосфере свободный углерод легко взаимодействует с кислородом воздуха.

Проанализировав ряд альтернативных способов (окислительный обжиг, автоклавное выщелачивание и др.) для переработки данного сырья по извлечению золота, авторы пришли к выводу о нецелесообразности применения этих способов с точки зрения экономии и сложности инженерного оформления процесса. Поэтому данные исследования направлены на способ выщелачивания различными растворителями для извлечения.

На практике в большинстве случаев цианирование также совмещают с одновременным извлечением растворённого золота сорбентами: активированным углём или ионообменной смолой. При этом получают более высокие показатели по растворению золота из руды и пониженному содержанию золота в твёрдой фазе хвостов сорбционного выщелачивания. Механизм, параметры, достоинства и недостатки сорбционного выщелачивания активированным углём благородных металлов непосредственно из пульпы были подробно изучены в работе Чугаева Л.В. [9].

Установлено, что характер сорбционного извлечения металлов из технологических растворов связан с микроструктурой выщелачивающих растворов, имеющих квази-однородную структуру [17]. Качественный активированный уголь, используемый при извлечении драгоценных металлов может быть термически регенерирован и многократно использован. Для регенерации отработанный активированный уголь перерабатывается в горизонтальной печи при высоких температурах для удаления летучих веществ и повторного открытия структуры пор углерода. При выборе активированного угля для процессов извлечения золота очень важно учитывать твёрдость углерода. Твёрдые углеродные частицы

способны в большей степени сопротивляться истиранию во время работы, проявляют повышенную способность к регенерации и сохраняют свою полезность в течение более длительного жизненного цикла [10].

Результаты и их обсуждение. В качестве сорбента использовали высокоактивный гранулированный активированный уголь GoldCarb 207C, который является одним из лучших сорбентов для извлечения растворённого цианистого комплексного соединения золота из растворов. Производится из специальных сортов кокосовой скорлупы, что позволяет получить высококачественный уголь, соответствующий требованиям золотодобывающих предприятий.

В операциях сорбционного выщелачивания, измельчённое золотосодержащее сырьё смешивается с водой и загустителями, образуя жидкую пульпу. Затем пульпу перекачивают в камеры выщелачивания с воздушным перемешиванием, где золото выщелачивается из руды с использованием раствора цианида натрия. Пульпа передаётся в серию резервуаров адсорбера, содержащих активированный уголь, который смешивается с выщелоченной пульпой и движется против течения. Золотосодержащий активированный уголь отделяется от пульпы сетчатым экраном, который блокирует прохождение углерода через него, в то время как более мелкие частицы пульпы отфильтровываются.

В процессе подбора реагентов для окислительного и сорбционного выщелачивания, параллельно велась работа по подготовке проб исследуемой руды. Проведённые ранее физико-химические анализы показали качественный и количественный состав данной руды.

Согласно химическому анализу проба представлена следующими элементами (в %): углерода общего – 1,03, углерода карбонатного – 0,90, сурьмы – <0,002, мышьяка – <0,030.

Так, рентгенофлуоресцентным (полуколичественным) анализом (табл. 3) было выявлено основное преобладание в руде следующих элементов (в %): кислород – 48,7, кремний – 22,78, алюминий – 7,47,

4. Рентгенофазовый анализ исходной руды

Название соединения	Формула	%
Кварц	2	54,7
Кальцит	$(Mg_{0,054}Ca_{0,936})(CO_3)$	12
Клинохлор 1Mfa	$Mg_{2,5}Al_{1,5}Al_{1,8}(OH)_3$	11,2
Доломит	$CaMg(CO_3)_2$	6,3
Альбит	$Na(AlSi_3)_3$	5
Рибекит	$Na_2Si_2O_7(OH)_2$	4,8
Пирит	2	3,4
Мусковит 2M1	$KAl_2Si_2O_{10}(OH)_2$	2,7

железо – 4,88, кальций – 3,89, калий – 1,58, магний – 1,097, сера – 0,952.

Рентгенофазовым (качественный и количественный) анализом, результаты которого приведены в табл. 4, установлено, что основная часть руды представлена кварцем (54,7%) и другими силикатами, также присутствуют карбонаты такие как кальцит (12%) и доломит (6,3%), содержание сульфидов незначительно и представлено в основном пиритом (3,4%).

Атомно-абсорбционным и пробирным анализами было установлено среднее содержание золота в пробе – 6,0–6,04 г/т. Рациональный анализ на золото показал, что в исследуемой руде, измельченной до крупности 100% класса 0,071 мм, золота в сростках составляет 85,51%, золото, ассоциированное с сульфидами – 11,81%, в плёнках – 1,46%, в пустой породе – 1,22%. Размеры зёрен золота колеблются до 0,05 мм. На основании полученных данных можно констатировать, что при цианировании руды следует ожидать достаточно высоких показателей по растворению золота (80% и более).

Помимо исходных проб, для экспериментов по окислительному и сорбционному выщелачиванию из данного образца руды были наработаны концентраты гравитационного и флотационного обогащения. При получении концентратов первой партии упор был сделан на выход по массе, содержание золота в них составило 25,55 г/т. Во втором случае был получен концентрат с содержанием золота 58,3 г/т, но с меньшим массовым выходом. Хвосты второго концентрата, содержащие около 1 г/т золота, были подвергнуты флотационному обогащению, в результате которого получили флотоконцентраты с содержанием золота 14,8 г/т.

Выщелачивание проб производилось в агитационном режиме, при соотношении Т:Ж=1:3, в течение 24 часов. В экспериментах с прямым цианированием исходной руды было протестировано три варианта степени измельчения пульпы: 55% – 0,071 мм, 85% – 0,071 мм и 100% – 0,02 мм. Во всех остальных экспериментальных вариантах пробу предварительно измельчали

до 85% – 0,071 мм. Концентрация цианида натрия в выщелачивающих растворах равнялась 0,1%, в качестве исключения на одном из образцов гравиконцентрата была протестирована концентрация 0,2%. Результаты и условия выщелачивания проб руды, а также продуктов её обогащения приведены в табл. 5.

Данные, приведённые в табл. 4 и отражённые на рис. 2, показывают значительное увеличение эффективности извлечения золота при использовании дополнительных окисляющих реагентов и сорбционном выщелачивании как из исходной руды, так и продуктов обогащения по сравнению с прямым цианированием. Так, использование гипохлорита кальция в качестве дополнительного окислителя, увеличивает извлечение золота из исходной руды до 98%, в то время как прямое цианирование позволяет извлечь только 84,5%; при этом дополнительный сверхтонкий помол руды до 0,02 мм лишь незначительно повышает извлечение до 87%. Введение в процесс цианирования активированного угля GoldCarb 207C даёт возможность извлекать 91,72% золота.

Несмотря на то, что при окислительном выщелачивании исходной руды в твёрдом остатке остается минимальное количество золота 0,12 г/т, для наработки продуктивных растворов потребуется более высокая суточная производительность аппаратов агитационного выщелачивания, сгустителей, отстойников и другого технологического оборудования. С этой целью были отработаны варианты, предусматривающие получение продуктивных золотосодержащих растворов из концентратов обогащения, обладающих более высокой концентрацией благородного металла по сравнению с растворами выщелачивания исходной руды. В процессе выщелачивания концентратов гравитационного обогащения при прямом цианировании 0,1% раствором NaCN извлечение золота составило 78,36%, а повышение концентрации цианида в 2 раза до 0,2% позволило увеличить извлечение до 99,37%. Использование дополнительного окисления гравитационных концентратов, позволяет достичь извлечения золота 99,26% (Na_2O_2)

Месторождения рудных и нерудных полезных ископаемых

5. Результаты извлечения золота различными вариантами комбинаций выщелачивающих реагентов

Проба	Дополнительные параметры/реагенты	Au исх., г/т	Au кек, г/т	E Au, %
<i>Прямое цианирование</i>				
Исходная руда	Крупность 55%–0,071мм	6,0	0,95	84,17
	Крупность 85%–0,071мм	6,0	0,93	84,50
	Крупность 100%–0,02мм	6,0	0,78	87,00
Гравиконцентрат	–	25,55	5,53	78,36
	NaCN – 0,2% (увеличение в 2 раза)	25,55	0,16	99,37
Флотоконцентрат	–	14,8	1,18	92,03
<i>Цианирование с окислением</i>				
Исходная руда	Ca(ClO) ₂ – 0,1%	6,04	0,12	98,01
Гравиконцентрат	Ca(ClO) ₂ – 0,1%	25,55	0,14	99,45
	Na ₂ O ₂ – 0,1%	25,55	0,19	99,26
Флотоконцентрат	Ca(ClO) ₂ – 0,1%	14,8	0,4	97,3
<i>Сорбционное выщелачивание</i>				
Исходная руда	GoldCard 207C	6,04	0,5	91,72
Гравиконцентрат	GoldCard 207C	58,3	2,57	95,59
Флотоконцентрат	GoldCard 207C	14,8	0,86	94,19

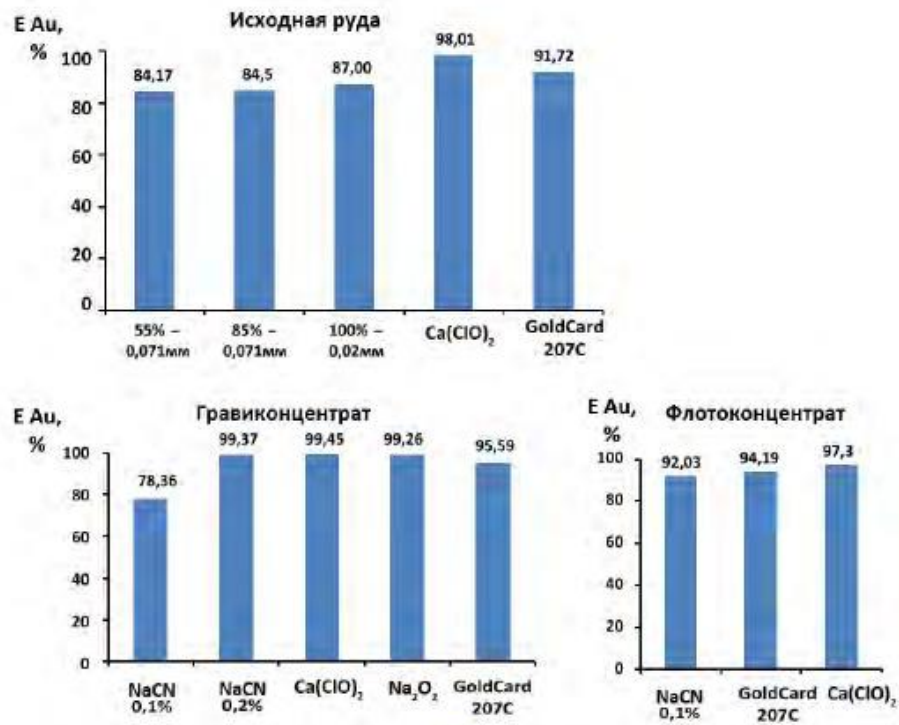


Рис. 2. Эффективность вариантов выщелачивания на исходной руде и продуктах её обогащения

и 99,45% ($\text{Ca}(\text{ClO})_2$) без увеличения расхода цианида. Сорбционным выщелачиванием из концентрата гравитационного обогащения было извлечено 95,59% золота. Однако следует отметить, что в последнем случае цианированию подвергался более богатый концентрат с содержанием золота 58,3 г/т. Извлечение золота из концентратов флотационного обогащения, которые в свою очередь были получены из хвостов гравитационного обогащения, составляло 92,03% при прямом цианировании, дополнительное окисление позволило повысить этот показатель до 97,3%, при сорбционном выщелачивании до 94,19%.

Таким образом, для переработки руды одного из месторождений Казахстана можно рекомендовать комбинированный метод, включающий следующую последовательность технологических операций: измельчение руды до 0,071мм–гравитационное обогащение–флотационное обогащение хвостов гравитации (по гравитационно-флотационной схеме обогащения из руды получен объединённый золотосодержащий концентрат с содержанием золота 39,2 г/т)–сорбционное выщелачивание полученных концентратов обогащения. Несмотря на то, что при сорбционном выщелачивании извлечение золота из концентратов немного уступает окислительному выщелачиванию, главным преимуществом будет отсутствие необходимости производить дополнительную фильтрацию пульпы с дальнейшей сорбцией продуктивного раствора, что существенно сократит продолжительность процесса и энергозатраты. Кроме того, само использование окисляющих реагентов уже предполагает дополнительные расходы.

Однако применение гипохлорита кальция как окислителя можно рассматривать в качестве альтернативы для интенсификации процесса выщелачивания золота либо для других типов минерального золотосодержащего сырья, не поддающегося сорбционному выщелачиванию.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Евдокимов А.В. Исследование процесса интенсивного цианирования золотосодержащих гравитационных концентратов / Автореф. канд. ... технич. наук. – Иркутск, 2012.
2. Доизвлечение золота в концентрат из лежалых хвостов методом флотации / Н.Н.Абдылдаев, А.К.Койжанова, Э.М.Камалов и др. // Комплексное использование минерального сырья. 2018. № 4. С. 11–16.
3. Достоинства и недостатки применения технологий биоокисления сульфидных концентратов / Л.Н.Крылова, К.А.Вигандт, Л.Е.Саруханова и др. // Цветные металлы. № 11. 2013. С. 29–34.
4. Выщелачивание золотосодержащего сырья с использованием окислителя / Б.К.Кенжалиев, А.К.Койжанова, Г.Ж.Абдыкирова и др. // Материалы междунар. научно-практической конференции «Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов». – Алматы, 2018.
5. Милованов Л.В. Очистка и использование сточных вод предприятий цветной металлургии. – М.: «Металлургия», 1971.
6. Семенченко Г.В., Абубакриев А.Т. Биохимическая технология извлечения благородных металлов из упорных руд // Комплексное использование минерального сырья. 2014. № 3. С. 28–37.
7. Современные проблемы металлургии материалоедения благородных металлов / С.И.Лолейт, М.А.Меретуков, Л.С.Стрижко, К.К.Гурин. – М.: Издат. дом МИСиС, 2012.
8. Старков А.М., Рябухин Е.А. Метод выщелачивания золота в цианистом растворе в присутствии альтернативных окислителей // Молодежный научный форум: Технические и математические науки: электр. сб. ст. по мат. XLI междунар. студ. научно-практической конференции. № 1(41). URL: [https://nauchforum.ru/archive/MNF_tech/1\(41\).pdf](https://nauchforum.ru/archive/MNF_tech/1(41).pdf) (дата обращения: 16.03.2019)
9. Чугаев Л.В. Металлургия благородных металлов. – М.: «Металлургия», 1987.
10. for gold recovery. The value of activated carbon / Calgon Carbon Corporation brochure. 2014. P. 6.
11. of gold from flotation tails of gold-processing plant. News of the national academy of sciences of the republic of kazakhstan-series chemistry and technology // B.K.Kenzhaliyev, A.K.Koizhanova, G.V.Sedelnikova et al. 2017. P. 62–69.
12. Extraction of gold from man-made mineral raw materials by methods of flotation enrichment and cyaning / M.Erdenova, B.Kenzhaliyev, A.Koizhanova et al. // International Multi-disciplinary Scientific GeoConference Surveying Geology and Mining Ecology Management, SGEM, Bulgaria. 2018. Vol. 18 P. 67–74.
13. of non-ferrous and noble metals from mill tailing by solutions in the presence of oxidizing agents / B.K.Kenzhaliyev, A.N.Berkinbayeva, Z.D.Dosymbayeva, R.Kh.Sharipov // International Journal of Engineering and Applied Sciences (IJEAS). 2017. Vol. 4.
14. Fungene T., Groot D.R., Mahlangu T., Sole K.C. Decomposition of hydrogen peroxide in alkaline cyanide solutions // Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy J. S. Afr. Inst. Min. Metall. Vol. 118. № 12. P. 1259–1264.
15. Kenzhaliyev B., Berkinbaeva A. Development of cost-efficient environmentally sound technology for enhanced gold recovery from rebellious gold-containing raw materials // XXV International Mineral Processing Congress 2010. P. 455–462.
16. Kenzhaliyev B.K., Iskhakova R.R., Dosymbayeva Z.D. Sorption extraction of noble and non-ferrous metals from process leaching solutions // American Journal of Applied Sciences. 2015. Vol. 12. P. 875–884.
17. Morteza Baghalha Leaching of an oxide gold ore with chloride/hypochlorite solutions // International Journal of Mineral Processi. 2007. № 82(4). P. 178–186.
18. Roasting and chlorine bleaching of gold-bearing refractory concentrate: Experimental and process analysis / Ida De Michelisa, Agostino Olivieri, Stefano Ubaldini et al. // International Journal of Mining Science and Technology. 2013. № 23. P. 709–715.
19. Study of pyrite oxidation with chlorine dioxide under mild conditions / Zaizheng Dong, Yimin Zhu, Yuexin Han, Xiaotian Gu Kai Jiang // MineralsEngineering. 2019. P. 106–114.

**ПРОБЛЕМЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ
ЭФФЕКТИВНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ
МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ В 21 ВЕКЕ**
(Плаксинские чтения – 2019)
г. Иркутск, 9-14 сентября 2019 г

**МАТЕРИАЛЫ
МЕЖДУНАРОДНОЙ КОНФЕРЕНЦИИ**



**PROBLEMS AND PROSPECTS OF
EFFECTIVE PROCESSING OF MINERAL
RAW MATERIALS IN THE 21ST CENTURY**
(Plaksinsky readings – 2019)
Irkutsk, 9-14 September, 2019

**PROCEEDINGS
OF INTERNATIONAL CONFERENCE**

УДК 620.1

ББК 30.3

P 78

Проблемы и перспективы эффективной переработки минерального сырья в 21 веке (Плаксинские чтения – 2019): Материалы Международного совещания. Иркутск, 9-14 сентября 2019 г.

Иркутск: 2019 - 467 с.

Научный редактор:
академик РАН Чангурия В.А.

Составитель:
к.т.н., доц. Чекушина Т.В.

Международное совещание проведено при финансовой поддержке
Российского фонда фундаментальных исследований (проект 19-05-20097/19)

Спонсоры международного совещания-

НИИПИ "ТОМС"
АО «Иргиредмет»
ООО ПК «СПИРИТ»
ФГБОУ ВО ИРНИТУ

ISBN 978-5-00133-149-0

© Коллектив авторов, 2019

© Издательство ООО «Репроцентр А1», 2019

<i>Лавричанко А.А., Попов Е.М.</i> Обоснование экологичности применения антрацитовых штыбов для производства топливных брикетов	399
<i>Красавцева Е.А., Светлов А.В., Горячев А.А., Микларов Д.В., Маслобоев В.А.</i> Очистка сточных вод от фтора	402
<i>Петров С.В., Ольберг Е.П., Петров В.Ф.</i> Методы снижения расхода цианида натрия при переработке сложного по составу золотосодержащего минерального сырья	405
<i>Миллина Э.Р., Мёдяник Н.Л., Леонтьева Е.В., Мишуркина О.А., Растворцев А.Е.</i> Технологии термохимической переработки печальных хвостов флотации	407
<i>Камнева Ю.С., Черноусенко Е.В., Вишнякова И.Н., Митрофанова Г.В.</i> Флотационное извлечение сульфидов из складированных отходов обогащения медно-никелевых руд	410
<i>Семёнов А.А., Батюков С.В., Шамотова Л.Е.</i> Переработка забалансовых золотосульфидных, полиметаллических руд и отвальных хвостов методом кучного бактериального окисления	412
<i>Булавин А.Г., Маммад В.С., Бодуэн А.Я.</i> Кислотное выщелачивание цветных металлов из печальных хвостов флотации медно-цинковых руд	413
<i>Миховская О.Ю., Пальмина Г.Д.</i> Удаление мышьяка из сточных вод с помощью композитного неорганического сорбента	416
<i>Качор О.Л., Богданов А.В.</i> Направления переработки и ликвидации накопленных мышьяковистых техногенных месторождений горно-перерабатывающей промышленности	418
<i>Киенко Л.А., Воронова О.В.</i> Флотация флюорита из вторичного сырья с использованием собирателей различного состава	421
<i>Воронова О.В., Киенко Л.А.</i> Анализ влияния ультразвуковой обработки пульпы на кинетику флотации флюорита при обогащении техногенных хвостов	424
<i>Шамата Е.Д., Лебедев А.В., Самцова Л.А.</i> Применение флотомашины PneufloR при обогащении вольфрамсодержащих песков хвостозащитища	427
<i>Артемьев А.В., Митрофанова Г.В.</i> Изучение кислотно-основных свойств апатита для обоснования выбора органических флокулянтов	430
<i>Горячев А.А., Красавцева Е.А., Лапук В.В., Илюхин П.В., Смирнов А.А., Микларов Д.В., Маслобоев В.А.</i> Исследования хвостов обогащения лопаритовых руд	433
<i>Burdonov A.E., Vavatenko V.V., Zelinskaya E.V.</i> Alumina-containing raw materials processing by photometric separation for use in the electrolysis process	435
<i>Каршикина Э., Абсаматов М., Абшиева Э., Барстманов С., Бочевская Е.</i> Пластовые воды нефтегазовых месторождений – источник производства лития	441
<i>Ширман Г.В., Митяев А.И., Митяев И.А., Ермаева Н.Г., Очосов О.Ю.</i> Повышение эффективности переработки глинистых песков	443
<i>Мезянин А.О., Дмитриев С.В., Черкасова М.В.</i> Электрическая сепарация в практике переработки минерального и техногенного сырья	445
<i>Койжанова А.К., Каматов Э.М., Ерданова М.Б., Миромедов Д.Р.</i> Исследование технологии извлечения золота из техногенного сырья	448
<i>Стафунько М.С.</i> Особенности формирования техногенных вод при освоении медно-колчеданных месторождений	450
<i>Зайцев А.Ю.</i> Оценка суммарных капитальных затрат золоторудных месторождений	454
<i>Шевко В.М., Бадикова А.Д., Тулеев М.А., Каратаева Г.Е.</i> Получение ферросплава и карбида кальция из доменного шлака	456

таких параметров, как напряжение на высоковольтных электродах, частоту вращения барабана, являющегося осадительным электродом и оптимальную конфигурацию коронирующих и отклоняющего электродов.

Результаты проведённых исследований позволили получить кондиционный товарный продукт с выходом годного 92,0 %.

Выводы.

Проведённый цикл экспериментальных исследований подтверждает эффективность применения электрической сепарации к различному сырью, а учитывая тот факт, что в переработку вовлекается вторичное и труднообогатимое сырьё, с минимальным содержанием полезного компонента, перспективы использования электрической сепарации весьма актуальны.

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Койжанова А.К.^{1,2}, Камалов Э.М.², Ерденова М.Б.², Магомедов Д.Р.^{1,2},

¹ *Казахский национальный исследовательский технический университет
им.К.И.Сатпаева, Алматы, Казахстан*

² *АО «Институт металлургии и обогащения», Алматы, Казахстан,
e-mail: aigul_koizhan@mail.ru*

Abstract. The results of studies on cyanidation of gold-containing technogenic raw materials with its preliminary oxidation, crushed to 90% of the size $-0.071 + 0$ mm, are presented. Studied the material composition of old sorption tailings with gold content of 4.8 g/t of one of the deposits of Kazakhstan.

Проблема извлечения благородных металлов из технологически упорных руд и техногенного сырья, не подлежащих обработке простыми (общепринятыми в промышленной практике) методами, является одной из наиболее важных и актуальных в цветной металлургии [1–3]. Современные научные исследования направлены на применение биотехнологических методов извлечения, которые являются наиболее экономически выгодными и экологически безопасными. Традиционный метод извлечения золота из руд заключается во флотационном обогащении, окисление и последующем цианировании.

В настоящее время на золотоизвлекательных фабриках перерабатывают руды, в которых присутствуют сульфидные минералы. Золото в таких рудах частично ассоциировано с сульфидами, а частично находится в свободном состоянии. В большинстве случаев руды этого типа относятся к категории упорных.

Казахстан обладает значительными потенциальными запасами золотосодержащего минеральногосырья [1]. Наряду с рудами дополнительным источником являются техногенные отходы — хвосты обогащения и цианирования золотоизвлекательных фабрик. Занимая огромные площади, они наносят значительный вред окружающей среде, загрязняя водоемы, почву и воздух, так как пыльные бури повышают содержание в воздухе токсичных элементов до уровня, превышающего предельно допустимые

концентрации. При длительном хранении лежалых хвостов в хвостохранилищах меняет их качество для обогащения в худшую сторону, а также происходит окисление сульфидов в сростках, сорбционная способность минералов породы повышается.

Для вовлечения отходов в переработку требуются нетрадиционные методы. Одной из перспективных технологий переработки техногенного сырья является способ предварительного окисления с последующим выщелачиванием золота, которое не требует больших материальных затрат и не загрязняет атмосферу [2 - 9].

Сырьем для извлечения золота является лежалые хвосты сорбции золотонизвлекающей фабрики АО «Алтынтау-Кокшетау». По результатам рентгенофлуоресцентного анализа в исходной пробе хвостов сорбции содержание железа составило 15,11 %; меди - 0,115 %; кальция - 1,71 %; цинка 0,006 %; серы - 11,88 %.

Химический состав исследуемой пробы хвостов представлен следующими основными компонентами, %: 11,88 Собш; 4,8 г/т Au; 0,92 г/т Ag. Проба хвостов сорбции является тонко измельченным материалом крупностью 90 % класса $-0,074$ мм $+0$ мм. Породообразующие минералы по данным минералогического и рентгенофазового анализов представлены арсенопиритом, пиритом, кварцем, мусковитом, калиевым полевым шпатом, альбитом, кальцитом. Электронно-микроскопические исследования основного сульфидного минерала — арсенопирита, выделенного из исходного образца хвостов, выполнены на растровом электронном микроскопе JEOL JXA-8230 (Япония), оснащенный энергодисперсионным анализатором. В результате анализа в лежалых хвостах сорбции класс $-0,040$ были обнаружены ультратонкодисперсные и тонкодисперсные частицы золота в свободной форме и в сростках с арсенопиритом и пустой породой.

Для определения формы нахождения золота был выполнен фазовый (рациональный) анализ пробы лежалых хвостов сорбции. Из результатов следует, что основное количество золота (82,11%) находится в ассоциации с сульфидами. Доля золота в сростках (цианируемого) и с чистой свободной поверхностью составляет 7,37 % и 7,37 % соответственно.

С целью определения возможности извлечения золота из хвостов сорбции методом цианирования было изучено влияние соотношения твердой и жидкой фаз на показатели процесса. Эксперименты по цианированию хвостов сорбции проводили при соотношениях Т:Ж = 1:2, 1:3 и 1:4; температуре 25 °С с предварительной кислотной обработкой (2 % H_2SO_4 , продолжительность выщелачивания 4 ч) и последующими нейтрализацией и цианированием (0,2 % NaCN, продолжительность выщелачивания 24 ч). В результате извлечение золота за 24 ч выщелачивания, рассчитанное по анализу кека, составляет 42,0 % при Т:Ж = 1:2; 45,0 % при Т:Ж = 1:3 и 52,0 % при Т:Ж = 1:4.

Таким образом, оптимальным для выщелачивания является соотношение Т:Ж = 1:4. В условиях обработки хвостов сорбции с применением раствора гипохлорита натрия (Т:Ж = 1:4, $t=25$ °С, $pH=11,5$, 10 г/дм³ NaClO, продолжительность выщелачивания 6 ч), с последующим промывкой кека водой и цианидного выщелачивания (Т:Ж= 1:4, $t = 25$ °С, $pH = 10,5-11,0$, 0,2 % NaCN, продолжительность выщелачивания 24 ч) извлечение золота составляет 61,8 %. В результате получены следующие показатели при Т:Ж=1:4 извлечение золота по различным вариантам переработки хвостов сорбции: вариант 1 с предварительной кислотной обработкой — 52%; вариант 2 — 60%.

Таким образом, для повышения извлечения золота, заключенного в сульфиды (арсенопирит и пирит), рекомендуется проводить с предварительной кислотной обработкой хвостов сорбции и с применением раствора гипохлорита натрия и цианирование.

Список использованных источников

1. Dementyev V. E., Voiloshnikov G. I. Irgiredmet experience on gold biometallurgy // Proceedings of the 19th International Biohydrometallurgy Symposium. Changsha, China, 2011. Vol.2. P. 818-823.
2. Захаров Б.А., Меретуков М.А. Золото: упорные руды. — М. : Руда и Металлы, 2013. 452 с.
3. Седельникова Г. В., Савари Е. Е., Заулочный П.А., Кошель Е. А. Извлечение золота из упорных высокосульфидных концентратов с применением биогидрометаллургии // Цветные металлы. 2012. № 4. С. 37–41.
4. Гурин К.К., Башлыкова Т.В., Ананьев П.П. и др. Извлечение золота из хвостов золотоизвлекательной фабрики от переработки упорных руд смешанного типа // Цветные металлы. 2013. № 5. С. 39–43.
5. Johnson D. B., Grail B. M., Hallberg K. B. A new direction for biomining: extraction of metals by reductive dissolution of oxidized ores // Minerals. 2013. No. 3 (1). P. 49–58.
6. Койжанова А.К., Ерденова М.Б., Осиповская Л.Л. и др. Совершенствование технологии кучного выщелачивания золота из упорных полиметаллических руд // Комплексное использование минерального сырья. 2015. № 1. С. 30–36.
7. Erdenova M. B., Kojzhanova A. K., Kamalov E. M. et al. (2018). Additional recovery of gold from waste after processing of gold-containing ores of Kazakhstan. *Kompleksnoe Ispol'zovanie Mineral'nogo syr'â*. 305(2), 12–20. <https://doi.org/10.31643/2018/6445.2>.
8. Erdenova, M., Kenzhaliyev, B., Koizhanova, A. et al. (2018). Extraction of gold from man-made mineral raw materials by methods of flotation enrichment and cyaning. 18th International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM2018, Science and Technologies in Geology, Exploration and Mining. <https://doi.org/10.5593/sgem2018/1.4/s04.009>
9. Kenzhaliyev B.K. et al. Extraction of gold from flotation tails of gold-processing plant. *News of the national academy of sciences of the Republic of Kazakhstan-series chemistry and technology*. 2017, 6. Pp. : 62-69.

**ОСОБЕННОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ ВОД ПРИ ОСВОЕНИИ
МЕДНО-КОЛЧЕДАНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Стефунько М.С.

*Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем
комплексного освоения недр им. академика Н.В.Мельникова РАН,
Москва, Россия, e-mail: maria-stefunko@yandex.ru*

Abstract. An important issue for the development of measures to prevent the pollution of the hydrosphere by cadmium and the restoration of polluted water is the question of the forms of metal in the transporting medium and the relationship of its concentration with the concentration of other pollutants. With an increase in the proportion of pyrite, the acidity of the solution increases, and an increase in concentrations and microcomponents is also observed. When mine water is formed, the concentration ratio of pollutants Zn^{2+}/Cd^{2+} has a steady downward trend.

Важным вопросом для разработки мероприятий по предупреждению загрязнения гидросферы кадмием и восстановлению загрязненных вод является вопрос форм нахождения металла в транспортирующей среде и взаимосвязь его концентрации с

Research of Bacterial-Chemical Leaching of Gold from Technogen Tails of Flotation

Koizhanova A.* , Magomedov D., Kamalov E., Erdenova M. and Abdyldaev N.

Satbayev University, JSC "Institute of Metallurgy and Ore Beneficiation", Almaty,
Republic of Kazakhstan

Corresponding author e-mail: a.koizhanova@satbayev.university

Abstract

The article presents the results of studies of gold-containing technogenic raw materials of one of the deposits of Kazakhstan. Considered the possibility of using preliminary bacterial oxidation of flotation tailings using three strains of thionic bacteria *A.ferrooxidans* isolated from the source ore of the Kazakhstan deposit before the cyanidation operation in relation to gold-containing technogenic raw materials with the aim of increasing gold recovery from them. Data is presented on the physiology of the growth of thionic microorganisms during the biooxidation of flotation tailings. The results are presented of studies on growth dynamics, changes in the pH of the medium, iron oxidation, and the effect of microbial cells on the mineralogical composition of enrichment tailings. According to the results of mineralogical analysis, it was revealed that mainly the studied material consists of non-metallic material, represented by quartz (52-54%), andesine (10-12%), microcline (18-20%), muscovite (2-3%), clinochlor and ribekite (4-5%). According to the results of experimental studies, it was found that the process of leaching of gold from biological oxidation residues is one of the effective technological solutions. The combination of pre-bacterial leaching processes using *A.ferrooxidans* thionic bacteria and chemical oxidizing agents (sodium peroxide, calcium hypochlorite) cake with subsequent cyanidation provides high gold recovery (72.1 and 74.4%) from flotation tails with its content of 0.43 g/t.

Keywords: iron-oxidizing bacteria, flotation tails, gold, biooxidation, cyanidation

1. Introduction

Modern scientific research is aimed at the use of biotechnological extraction methods, which are the most cost-effective and environmentally friendly. Biogeotechnology is one of the modern areas of scientific and technological progress in the field of processing of technogenic raw materials. The use of microorganisms in the processes of extraction of precious metals allows for the effective protection of the environment. Bacterial leaching refers to a preliminary operation before cyanidation of anthropogenic raw materials in order to oxidize sulfide minerals such as arsenopyrite, pyrite and antimonite, as well as opening their associated gold. The introduction of the bacterial oxidation operation allows one to achieve high recovery of noble metals in the process of cyanidation of bacterial leaching residues even with incomplete oxidation of pyrite [1]. Well known are bacteria that convert iron compounds into the solution (iron-oxidizing and iron-reducing bacteria), and bacteria that can precipitate ferrous iron. In addition, some microorganisms can synthesize organometallic complexes that are very rich in iron [2-4].

The relevance of this area of research is due to the presence in our country of a large number of poor gold-bearing ores and waste from their production, which are a potential reserve for increasing gold production. Therefore, studies aimed at increasing the efficiency of gold extraction from technogenic mineral raw materials have not only scientific, practical, but also social and environmental significance [5-8]. It should be noted that for the full use of microorganisms in the process of gold extraction, it is first necessary to study

their biological properties, their physiology, which in the future will be suitable for regulating bio-opening processes. The most active are thionic bacteria cultures adapted to a complex of factors (pH, heavy metals, type of concentrate, etc.) under the conditions of the active process of bacterial leaching. In this regard, the aim of this work is to study the activity of iron-oxidizing bacteria in the process of bio-opening of tailings [9-16].

The object of study is the flotation tailings obtained during the processing of gold ore containing gold (Au-0.43 g / t). The main sulfide minerals in them are chalcopyrite (6.4%) and arsenopyrite (5.97%). In addition, flotation tailings contain 4.2% pyrite. The mineral composition of the test sample is represented by the following non-metallic components, %: 21.4 albite; 20.8 microcline; 17.5 quartz; 9.8 magnesite; 6.9 calcium iron-aluminium oxide; 0.7 clinoclhor; 0.5 cristobalite. Mineralogical analysis showed that gold is mainly present in finely divided form in quartz and sulfides. The particle size of free finely divided gold is 2.5–3.9 μm , in intergrowths it is 1.2–4.0 μm , and gold grains of irregular isometric shape. Ore components are represented by minerals such as arsenopyrite (FeAsS), pyrite (FeS_2), chalcopyrite (CuFeS_2), magnetite (Fe_3O_4), marcasite (FeS_2), bismuthine (Bi_2S_3) are also rare, hematite ($\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$) is present in small quantities goethite / hydrogetite ($\text{HFeO}_2 / \text{HFeO}_2 \cdot \text{aq}$).

2. Methodology

To study the physiological properties of bacteria during the bio-opening of flotation tailings, we used various strains of A.ferrooxidans thionic bacteria isolated from the initial ore of the Kazakhstan deposit - strain 1 (variant 1), heap leaching dumps of the same deposit - strain 2 (variant 2) and a laboratory strain - strain 3 (variant 3). In the process of bio-opening, the biological properties of these strains were studied in parallel, which directly determine the activity of the studied strains: changes in the pH of the medium, cell density, and oxidative properties (oxidation of Fe^{2+} to Fe^{3+}).

Conditions for preliminary biological oxidation (for the three strains the same conditions for bio-opening):

- tests 1,2,3: sample at a particle size of 90% -0,044 mm, preliminary washing of flotation tailings from traces of impurities (Solid: Liquid = 1:4; H_2SO_4 - 1-2%; temperature 25 °C; agitation time - 2 hours); bacterial opening of the washed cake (Solid: Liquid = 1:5; pH - 1.8-2.5; Fe^{3+} - 8.5 g/dm³; concentration of bacterial cells of A. ferrooxidans - 106 cells / ml; bio-opening time - 240 hours, continuous mixing on a shaker at 230 rpm). After bio-opening, the bio-cake was washed with an alkaline solution to a neutral pH of 6.5 and washed for subsequent cyanidation to pH-10.

Experiments on cyanidation of flotation tailings were carried out at ratios Solid: Liquid = 1:2, 1:3, and 1:4; 25 °C with preliminary acid treatment (2% H_2SO_4 , duration 3 hours) and subsequent neutralization and cyanidation (0.2% NaCN, duration 24 hours).

As mentioned above, in the process of bio-opening, the biological properties of the three strains were studied. All three cultures were cultured on synthetic medium 9K (Silverman and Lundgren). In the process of biooxidation, the following parameters were determined: a change in the pH of the medium, the density of bacterial cells, as well as the oxidation of Fe^{2+} to Fe^{3+} , the concentration of related elements passing into the solution. The results are shown in Figure 1.

As a result of the experiments, it was found that the oxidizing properties of 3 different strains differ from each other. The most active was strain 1, where the active oxidation of ferrous iron is observed from the first day. Initially, the concentration of total iron in the solution was 8.0 g/dm³, then, in the process of bio-opening, the iron is completely oxidized and on the 10th day the residual concentration of ferrous iron was 0.05 g/dm³. In the remaining strains on day 10, this indicator was equal to: strain 2 - 0.3 g/dm³ and strain 3 -

1.9 g/dm³. By the degree of oxidation of iron, it can be judged that strain 1 is the most active, since this indicator is one of the predominant factors when opening gold-containing minerals from hard-to-open persistent wastes.

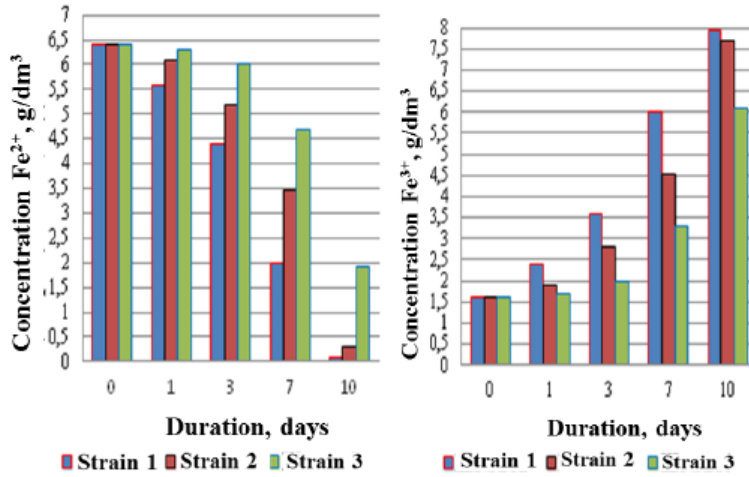


Figure 1. The degree of oxidation of iron (from Fe²⁺ to Fe³⁺) by thionic bacteria during bio-opening

Microscopy revealed whole cells, without any morphological changes (Figure 2).

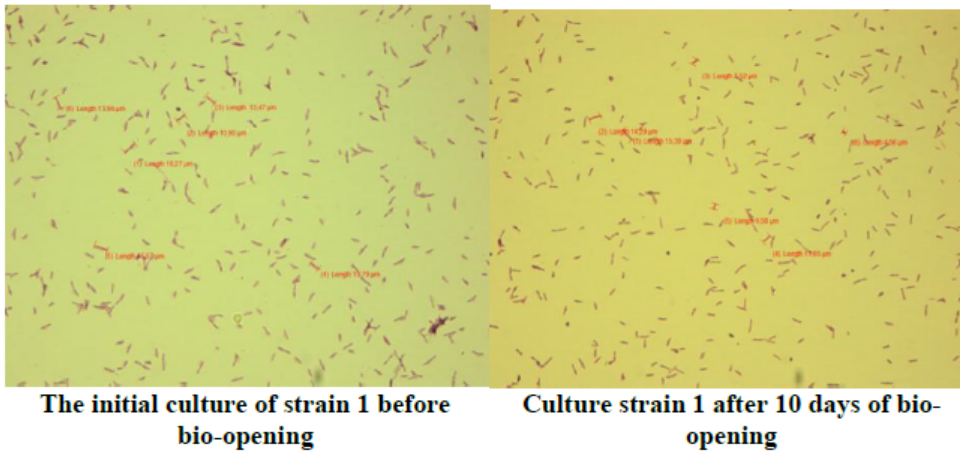


Figure 2. Bacterial cells of strain 1 under an optical microscope at a zoom of x 1000

As can be seen from Figure 2, the bacterial cells did not undergo morphological changes, and the cell structure was preserved before and after bio-opening, which indicates that these cells are adapted to the material composition of the studied object. As a result of the experiments, it was found that in the process of biooxidation in a solution, a change in the concentration of concomitant metals passing into the solution was detected due to the activity of thionic bacteria (Table 1). This indicates the active action of these microorganisms, and the detected cells in solutions after biooxidation also confirm their adaptation to flotation tails.

Table 1. The content of accompany elements in the solution after biooxidation with A. ferrooxidans for 10 days

Name	Content, g/dm ³	
	Cu	Zn
3 day bio-opening		
Strain 1 (extracted from ore)	0.0017	0.0059
Strain 2 (extracted from heap leaching dumps)	0.00011	0.0011
Strain 3 (laboratory strain)	0.00054	0.0002
7 day bio-opening		
Strain 1 (extracted from ore)	0.00042	0.00099
Strain 2 (extracted from heap leaching dumps)	0.00038	0.00069
Strain 3 (laboratory strain)	0.00028	0.00012
10 day bio-opening		
Strain 1 (extracted from ore)	0.00054	0.0011
Strain 2 (extracted from heap leaching dumps)	0.00020	0.00045
Strain 3 (laboratory strain)	0.00015	0.00043

3. Results and Analysis

As a result of the biooxidation experiments, it was found that the most active among the studied cultures is strain 1 extracted from ore, which showed rapid adaptability to the studied object (flotation tails) in all respects. Based on this, we can conclude: since the flotation tailings are of technological origin of this deposit by origin, it is acceptable to use strain 1 during preliminary bio-opening for the effective extraction of gold in subsequent cyanidation.

Then, after bio-opening for 10 days, the bio-cake was studied using a scanning electron microscope (SEM) to determine the structural changes in the material composition of flotation tails (Figure 3).

As can be seen from Figure 3, structurally morphological changes occurred in the bio-cake in the form of the appearance of gaps and holes on the surface of the solid residue. It is seen that the surface structure of the initial sample is even, without any morphological modifications. Whereas the topographic image of the bio-cake allows us to see obvious structural changes that were the result of the contact of bacteria with minerals, where subsequently micro-fractures of the crystal lattices occurred, where the residual hard-to-open gold was concentrated.

Further, after bio-opening, the bio-cake was subjected to cyanide leaching in parallel in comparison with chemical oxidizing agents. Table 2 shows the parameters and indicators of the experiments, as well as the results of tests to determine the effect of chemical and biological oxidizing agents of finely ground samples on cyanidation indicators.

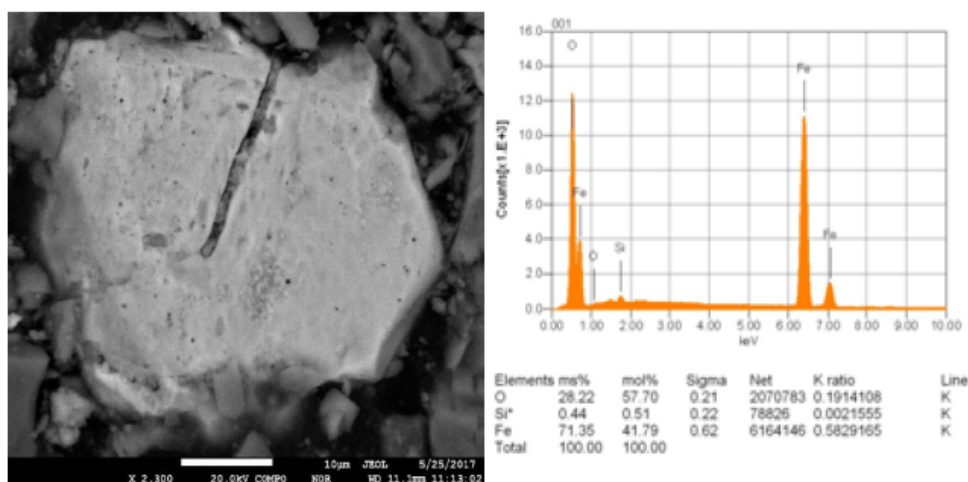


Figure 3. CDS bio-cake spot analysis

Table 2. The results of variants agitation leaching for determine the effect of oxidizing agents

The Name of Indicators	The Control (Without Oxidation)	Variant 1	Variant 2	Variant 3	Variant 4	Variant 5
The gold content in the initial sample, g/t	0.43	0.43	0.43	0.43	0.43	0.43
The amount of solid phase of the sample, kg	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1	0.1
The volume of the liquid phase of the pulp, l	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3	0.3
The concentration of NaCN,%	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2
Sodium cyanide consumption, kg/t	6.6	6.58	6.48	6.48	6.48	6.48
Cyanide consumed, kg/t	6.6	6.58	6.48	6.48	6.48	6.48
Gold content in cake, g/t	0.13	0.12	0.11	0.12	0.14	0.265
The recovery of gold solid residue (cake),%	69.76	72.1	74.4	72.1	67.4	38.3

4. Discussion

As can be seen from Table 2, the use of chemical oxidizing agents before cyanidation greatly increases the degree of gold recovery (72.1 and 74.4%) compared with direct cyanidation (69.76%). However, preliminary bio-opening with strain 1 showed a high result (72.1%) compared with chemical oxidizing agents (sodium peroxide and calcium hypochlorite), which is 2.34% higher compared with direct cyanidation. The results of the preliminary oxidation with strain 2 are lower than with direct cyanidation and the recovery was 67.4%. Laboratory strain 3, in the course of preliminary bio-opening, showed the

lowest gold recovery result (38.3), which showed less activity in contact with the studied object. Strains 1 and 2 were isolated from a flotation tail sample. Since they are the indigenous inhabitant-strains of this area, these bacteria quickly adapt to the material composition of the studied object and the process of bio-opening is much more intensive than when using bacterial cultures isolated from other deposits.

Thus, when studying the process of cyanidation of finely grinding (fineness 90% class - 0.044 mm) flotation tails, it was found that with preliminary oxidation with sodium peroxide, the degree of gold recovery increases by 2%, with calcium hypochlorite - by 4.64%, with biooxidation by an active strain of bacterial cultures, this indicator is higher by 2.34% compared with direct cyanidation. An analysis of the data shows that the highest gold recovery (74.4%) with its minimum content in the dump cyanidation cake of 0.11 g/t is achieved using the flotation tailings processing scheme, including preliminary bacterial oxidation with strain 1 and cyanidation (option 2). In this regard, to achieve maximum gold recovery from the flotation tailings, an acceptable way to process them is to use bacterial cultures along with chemical reagents.

5. Conclusion

The biohydrometallurgical processing of technogenic flotation tailings provides a rather high extraction of gold (74.4%) from relatively poor raw materials, which indicates the prospects of this work.

Thus, the biological properties of three strains of bacterial cultures of *A. ferrooxidans*, isolated from the original ore of the Vasilkovsky deposit (strain 1), from dumps of the same deposit (strain 2) and laboratory (strain 3), were studied in the process of tail opening. The direct effect of cell growth dynamics on the active oxidation of α -iron in the process of bio-opening of tails was established. It was determined that the oxidizing properties of the strains are sufficiently different from each other. The most active of them was strain 1. It was shown that the bacterial cells of strain 1, given the fact that they are aboriginal inhabitant-strain of this area, quickly adapt to bio-opening conditions and the process is a bit more intensive compared to using other strains.

Acknowledgments

This work was financially supported by the Ministry of Education and Science of the Republic of Kazakhstan (grant AR05130143 / GF)

References

- [1] Karavayko G.I., Rossi Dzh. Biogekhnologiya metallov. Prakticheskoye Rukovodstvo. M., 1989, 345.
- [2] Zaulochnyy P.A., Sedel'nikova G.V. Biogekhnologiya i yeye ispol'zovaniye v protsessakh pererabotki mineral'nogo syr'ya. Gornyy Informatsionno-Analiticheskiy Byulleten', 2009, 6, 382-389.
- [3] Kotlyar YU.A., Meretukov M.A., Strizhko L.S. Metallurgiya blagorodnykh metallov. M.: MISIS. Izd. dom «Ruda i Metally», 2005, 432.
- [4] Lodeyshchikov V.V. Tekhnologiya izvlecheniya zolota i serebra iz upornykh rud. Irkutsk: OAO «Irgiredmet», 1999, 342.
- [5] Bocharov V. Ignatkina V.A., Abryutin D.V. Tekhnologiya pererabotki zolotosoderzhashchego syr'ya. – M.: Izd. Dom MISIS, 2011, 328.
- [6] Kanayev A.T., Kanayeva Z.K., Myrzakhanova I.A., Urazbekova G.Ye., Satybaldiyeva G.K., Musayev K.L. Glubokoye izvlecheniye zolota iz khvostov obogashcheniya mestorozhdeniya Akbakay kul'turoy *Acidithiobacillus ferrooxidans*. Uspekhi Sovremennogo Yestestvoznaniya, 2013, 6, 115-120.

- [7] Turin K.K., Bashlykova T.V., Anan'yev P.P., Boboyev I.R., Gorbunov Ye.P. Izvlecheniye zolota iz khvostov zolotoizvlekatel'noy fabriki ot pererabotki upomykh rud smeshannogo tipa. *Tsvetnyye Metally*, 2013, 5, 39-43.
- [8] Erdenova M.B. Koyzhanova A.K. Kamalov E.M. Abdyldayev N.N. Abubakriyev A.T. Doizvlecheniye zolota iz otkhodov pererabotki zolotosoderzhashchikh rud Kazakhstana. *Kompleksnoe Ispol'zovanie Mineral'nogo Syr'ya [Complex Use of Mineral Resources]*, 2018, 2, 12-19.
- [9] Koizhanova A. K., Arystanova G. A., Sedelnikova G.V., Esimova D.M. Issledovaniye biogidrometallurgicheskoy tekhnologii izvlecheniya zolota iz khvostov sorbtsii zolotoizvlekatel'noy fabriki. *Tsvetnyye Metally*, 2016, 9, 52-56.
- [10] Algebraistova N. K. Samorodskiy P. N. Kolotushkin D. M. Prokopyev I. V. Tekhnologiya izvlecheniya zolota iz tekhnogennoho zolotosoderzhashchego syria. *Obogashcheniye Rud.*, 2018, 1, 31–35.
- [11] Kenzhaliyev, B.K., Trebukhov, S.A., Nitsenko, A.V., Burabayeva, N.M., Trebukhov, A.A. (2019). Determination of technological parameters of selenium recovery from metallurgical production middlings in a vacuum distillation unit. *International Journal of Mechanical and Production Engineering Research and Development*, 9(6), 87-98.
- [12] Kenzhaliyev O. B., Ilmaliyev Zh. B., Triyono B. M., Minghat A. D., Arpentieva M. R., Kassymova G. K. (2020). Commercialization of Research and Development Results as the Economy Growth Factor of the Republic of Kazakhstan. *International Journal of Advanced Science and Technology*, 29(7s), 18-28.
- [13] Kenzhaliev, B. K., Kul'deev, E. I., Lukanov, V. A., Bondarenko, I. V., Motovilov, I. Y., & Temirova, S. S. (2019). Production of Very Fine, Spherical, Particles of Ferriferous Pigments from the Diatomaceous Raw Material of Kazakhstan. *Glass and Ceramics*, 76(5-6), 194–198.
- [14] Ergozhin, E.E., Kenzhaliev, B.K., Chalov, T.K., Akhmetova, K.Sh., Kovrigina, T.V. (2005). High-permeability polyelectrolite for extraction of gold ions and accompanying metals from cyan solutions of heap leaching. *Tsvetnye Metally*, 2, 2005, 43-46.
- [15] Kenzhaliev B.K., Mironov V.G., Shilov G.T., Ilmaliyev Zh.B., Yermekov D.K. (2018). The study of the effect of chromium boron (crb2) hardening additive on the developed pg-z40 surfacing powder. *Bulgarian Chemical Communications*, 50, 140-145.
- [16] Yemel'yanov YU.Ye., Shketova L.Ye., Mikhaylova A.N., Kopylova N.V., Bogorodskiy A.V. Biokhimicheskoye vyshchelachivaniye upomykh zolotosoderzhashchikh produktov // *Izvestiya vuzov. Prikladnaya Khimiya i Biotekhnologiya*, 2012, 1(2), 87-91.

ПРИЛОЖЕНИЕ Б. РЕЦЕНЗИИ

РЕЦЕНЗИЯ

на диссертацию магистранта специальности 6М070900 - «Металлургия» Института Metallургии и Промышленной Инженерии (ИМиПИ), Satbayev University (КазНТУ им. Сатпаева) Магомедова Давида Расимовича

на тему: «РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИМ МЕТОДОМ С ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫМ ОКИСЛЕНИЕМ».

В магистерской диссертации автора рассмотрена актуальная для текущего состояния минерально-сырьевой базы золотых месторождений Казахстана тема. Разработка новых гидрометаллургических технологий позволит вовлекать в производство забалансовое, упорное и труднообогатимое сырье, накопленное в значительных объемах в отвалах и хвостохранилищах. В большинстве случаев, для подобного забалансового сырья характерно достаточно низкое содержание ценного металла. Однако в хвостах, полученных в процессе переработки концентратов, а также по технологиям прошлых лет, содержание ценных компонентов может значительно превышать их содержание в перерабатываемых на сегодняшний день рудах. Приведенный автором объект исследований - лежалые хвосты сорбции месторождения Васильковское, АО «Алтынтау-Кокшетау», с содержанием основного ценного компонента - золота 4,75-5,84 г/т, наглядно демонстрирует подобный пример неполного извлечения металла из отходов сорбционного выщелачивания концентратов, в виду отсутствия высокоэффективных технологий извлечения.

Основной целью исследовательской работы автора является разработка эффективной технологии извлечения золота из упорного и труднообогатимого минерального сырья АО «Алтынтау-Кокшетау» с применением различных реагентов-активаторов окисления

В обзоре современного состояния технологий переработки упорного, техногенного золотосодержащего сырья, автор проанализировал достаточное количество работ отечественных и зарубежных авторов по исследуемой проблеме, провел анализ существующих на сегодняшний день методов, с детальным описанием их преимуществ и недостатков.

При описании объекта исследований, автором подробно показан сложный, неоднородный химический и минералогический состав проб лежалых хвостов сорбции месторождения Васильковское, АО «Алтынтау-Кокшетау», приведены результаты рентгенофлуорисцентного, рентгенофазового, химического и электронно-микроскопического анализов проб хвостов сорбции.

В экспериментальной части работы автор приводит подробное описание условий и результатов экспериментов по выщелачиванию золота из проб лежалых хвостов сорбции месторождения Васильковское. В процессе выполнения экспериментов, отработаны различные варианты агитационного выщелачивания золота, включающие прямое цианирование (контрольный вариант), цианирование предварительно окисленных проб, бесцианидные методы выщелачивания. В опытах окислительного выщелачивания приводится сравнение эффективности различных типов окисляющих реагентов: хлорактивные, органические ПАВ, кислородные, а также бактериальная культура

A.Ferrooxidans. В качестве доказательства труднообогатимости лежалых хвостов сорбции, в работе также приводятся результаты экспериментов по гравитационному и флотационному методам обогащения.

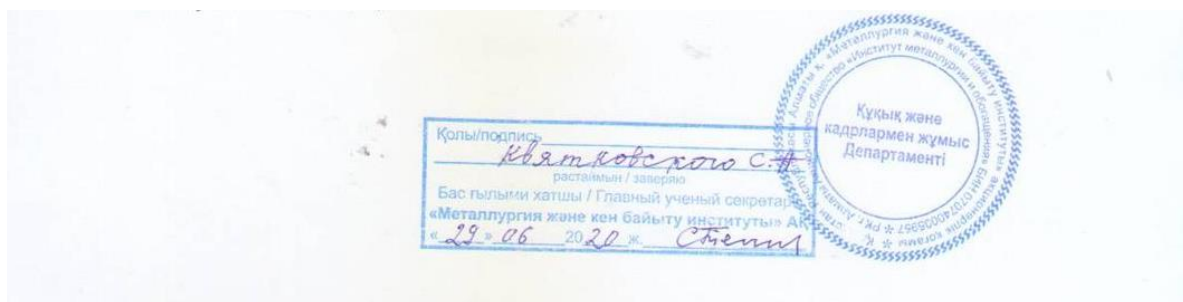
Результаты экспериментов показали высокую эффективность применения окислительного выщелачивания золота из хвостов сорбции месторождения Васильковское, АО «Алтынтау-Кокшетау». Исходя из полученных результатов, автор выполнен расчет прогнозируемой экономической эффективности, каждого метода выщелачивания. Несмотря на высокую результативность метода предполагающего бактериальное окисление с последующим тиомочевинным выщелачиванием – 79,5%, автор отмечает сложность реализации данной технологии в промышленном масштабе. В качестве рекомендуемой к внедрению технологии автор рассматривает метод тиомочевинного выщелачивания с окислением смесью ТХЦК и соляной кислоты. Предлагаемая автором технология достаточно эффективна, проста в исполнении, а также относится к категории бесцианидных.

Магистерская работа Магомедова Д.Р. является самостоятельным исследованием, имеет теоретическую и практическую ценность, соответствует требованиям, предъявленным к магистерской диссертации. Автор заслуживает присвоения соответствующей квалификации "магистр металлургии".

РЕЦЕНЗЕНТ

зав. лабораторией пирометаллургии
тяжелых цветных металлов,
АО «Институт металлургии и обогащения»,
доктор технических наук

 С.А. Квятковский



РЕЦЕНЗИЯ
на магистерскую диссертацию
Магомедова Давида Расимовича

«РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ
ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИМ МЕТОДОМ С
ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫМ ОКИСЛЕНИЕМ»

Магистерская диссертация Магомедова Д.Р. представляет собой исследование теоретически и практически значимой проблемы переработки упорного, труднообогащаемого забалансового сырья, приобретающей в современных условиях особую актуальность.

Рассматриваемые в работе проблемы представляют интерес для специалистов горнодобывающей отрасли. Автором выполнен большой объем работ, проведен анализ полученной информации, подробно рассмотрены преимущества и недостатки методов переработки забалансового сырья, изучен опыт отечественных и зарубежных исследователей.

Приведенное во второй главе диссертации описание объекта исследований – лежалых хвостов сорбции месторождения Васильковское, ТОО «Алтынтау-Кокшетау», дает полное представление о сложности минералогического состава данного сырья. В процессе описания физико-химических свойств исследуемого сырья, автором представлены результаты рентгенофлуорисцентного, рентгенофазового, химического и электронно-микроскопического анализов проб хвостов сорбции. Результаты анализов проб, одного и того же хвостохранилища, но разных годов отбора – 2018-2019, отражают также определенную неоднородность состава. В целом, данные хвосты сорбции обладают достаточно высоким для забалансового сырья содержанием золота – 4,75-5,84 г/т, а также высокими концентрациями мышьяка и железа.

В третьей главе работы описываются первичные эксперименты по выщелачиванию золота, с различными комбинациями окислителей, прямому цианированию в качестве контрольного варианта, а также бактериальным окислением. Объектом исследований в данном случае выступает проба хвостов сорбции, отобранная из хвостохранилища АО «Алтынтау-Кокшетау» в 2018 году, с исходным содержанием золота 4,75 г/т. Наибольшую результативность 56,63%, в данной серии экспериментов, показывает метод цианидного выщелачивания пробы ультратонкого помола (до -0,02 мм) в присутствии ПАВ сульфанола. Отмечено влияние ультратонкого помола -0,02 мм на показатель извлечения в целом. Однако

достижение подобной крупности пульпы для производственных условий проблематично.

В процессе исследований пробы 2018 года, автором также демонстрируются результаты экспериментов по обогащению хвостов сорбции. Результаты гравитационного и флотационного обогащения показывают неэффективность данных методов, что подтверждает отношение исследуемого сырья к категории труднообогащаемого.

Вторая серия экспериментов по выщелачиванию золота выполнялась на пробе хвостов сорбции 2019 года отбора, с исходным содержанием золота 5,84 г/т. Основной упор исследовательской работы на данном этапе делался на бесцианидные методы выщелачивания с предварительным окислением. Также, вместо гипохлорита кальция, в качестве хлорного окислителя автором предлагается использование трихлоризоциануровой кислоты (ТХЦК), содержащей в своем составе большее количество активных хлор-ионов и более выгодной в плане стоимости. Помимо экспериментов с применением химических окислителей, проба хвостов сорбции подвергается также предварительному бактериальному закислению. Учитывая низкую эффективность био-окисления на первой партии проб хвостов сорбции, по причине нежизнеспособности бактериального штамма *A. Ferrooxidans* в сложной химической и минеральной среде сырья, при наработке окисляющей биомассы для второй партии проб была проделана тщательная работа по адаптации бактериальной культуры. Совместно со специалистами ОП «Геотехнологический центр», АО «Росгеология» (г. Москва) осуществлен подбор оптимальных биологических параметров для наращивания бактериального штамма *A. Ferrooxidans*, адаптированного к высоким содержаниям мышьяка и других вредных примесей в составе хвостов сорбции.

Итоговые результаты экспериментов демонстрируют высокие показатели извлечения при использовании предварительного биологического окисления. Так, последующее выщелачивание тиомочевинной позволяет извлечь 79,5%, цианидом – 69,5%, тиосульфатом – 47,8%. Среди способов предполагающих химическое окисление наибольший показатель извлечения – 50% отмечен при использовании смеси ТХЦК и соляной кислоты с последующим тиомочевинным выщелачиванием.

В четвертой главе автором представлена оценка экономической эффективности каждого метода переработки, с подробным описанием материальных и эксплуатационных затрат, а также прогнозируемая прибыльность при производственной мощности 100 т/сутки. В расчетах ожидаемой годовой прибыли, наиболее высокая доходность прогнозируется в технологиях биохимического выщелачивания.

В оценке экономической эффективности, автором приводятся первичные расчеты исходя из стоимости производимого в год золота, затрат на реагенты и эксплуатационные затраты. В расчетах не учитываются капитальные затраты на приобретаемое оборудование и сроки окупаемости. Промышленное внедрение технологии бактериального окисления предполагает монтаж дополнительной секции сложного оборудования – биореакторов, ферментеров, чанов для закисления и др., а также проведения дополнительных аналитических работ и технологических операций. В работе автор указывает на сложности промышленного внедрения технологии биовыщелачивания применительно к данному сырью и рекомендует технологию тиомочевинного с окислением ТХЦК и соляной кислоты. Предлагаемая автором технология достаточно эффективна, проста в исполнении, а также относится к категории бесцианидных. Остаточные соединения хлора частично регенерируются либо переходят в нетоксичные хлориды, что в свою очередь снижает затраты по обезвреживанию хвостов.

Реализация технологии биохимического выщелачивания золота из хвостов сорбции данного состава в промышленном масштабе, в действительности потребует другого исследовательского подхода, междисциплинарной связи микробиологии и металлургии, привлечения к проекту микробиологов и металлургов.

Научно-теоретическая и практическая значимость исследования определяется прежде всего инновационным характером постановки и решения проблемы. Результаты работы могут быть использованы в учебных курсах, учебных пособиях, при подготовке специальных курсов и семинаров по соответствующей теме. Данная работа является интересным научным исследованием по своей новизне, теоретической и практической значимости, уровню исследования; отвечает требованиям, предъявляемым магистерским диссертациям. Поставленные цели и задачи диссертантом успешно решены. Автор, Магомедов Д.Р., несомненно, заслуживает присуждения искомой степени магистра по специальности "металлургия".

РЕЦЕНЗЕНТ

Директор

ОП «Геотехнологический центр»,
АО «Росгеология», докт. техн. наук



Г.В. Седельникова