

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИК КАЗАХСТАН

НАО «SATBAYEV UNIVERSITY»

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургических процессов, теплотехники и технологии
специальных материалов

Бақберген Жарас Бақбергенұлы

Изучение влияния примесей металлов на извлечение золота из
продуктивных растворов

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

6M070900 – «Металлургия»

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

НАО «SATPAYEV UNIVERSITY»

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургических процессов, теплотехники и технологии
специальных материалов

УДК669.053.4669.3

На правах рукописи

Бақберген Жарас Бақбергенұлы

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

на соискание академической степени магистра

Название диссертации Изучение влияния примесей металлов на
извлечение золота из продуктивных растворов

Направление подготовки 6M070900 – Металлургия

Научный руководитель от
НАО «Satpayev university»,
д-р ph.D., ассистент профессора
_____ Мамырбаева К.К.
«__» _____ 2020г.

Рецензент,
Доктор ph.D.,
старший научный сотрудник
Филиал РГП «НЦКПМС»
ГНПОПЭ «Казмеханобр»
_____ Суримбаев Б.Н.
«__» _____ 2020 г.

нормоконтролер,
канд. техн. наук
_____ Коньратбекова С.С.
«__» _____ 2020 г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Заведующая кафедрой
МПТиТСМ,
д-р ph.D., канд. техн. наук, доцент
_____ Чепуштанова Т.А.
«__» _____ 2020 г.

Алматы 2020

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

НАО «SATPAŪEV UNIVERSITY»

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургических процессов, теплотехники и технологии
специальных материалов

6M070900 – Металлургия

УТВЕРЖДАЮ

Заведующая кафедрой

МПТиТСМ,

д-р ph.D., канд. техн. наук, доцент

_____ Чепуштанова Т.А.

«_____» _____ 2020 г.

ЗАДАНИЯ

на выполнение магистерской диссертации

Магистрант Бақберген Жарас Бақбергенұлы

Тема: Изучение влияния примесей металлов на извлечение золота из продуктивных растворов

Утверждена приказом Ректора Университета № 1202-М от «29» 10. 2018 г.

Срок сдачи законченной диссертации «_____» _____ 20____ г.

Исходные данные к магистерской диссертации: научная, учебная и методическая литература по теме диссертации, данные о месторождении, методики анализа золотосодержащего сырья, по сорбции и десорбции металлов.

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов:

а) современное состояние рассматриваемой проблемы;

б) анализ состава исходного минерального сырья, исследование примесей при сорбции золота;

Перечень графического материала:

Рекомендуемая литература:

1 Луганов В.А., Байконурова А.О., Сажин Е.Н. Основы гидрометаллургических процессов, КазНТУ, Алматы, 2005

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

3 **Металлургия 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.: **Металлургия**, 1987

4 **Бочаров З.В., Игнаткина В.А., Абрютин Д.В. Технология переработки**
золотосодержащего сырья. – М.: Издат. дом МИСиС, 2011.

5 **Зеликман А.Н., Вольдман Г.М., Беляевская Л.В. Теория**
гидрометаллургических процессов. М., **Металлургия, 1983.**

ГРАФИК
подготовки магистерской диссертации

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки предоставления научному руководителю	Примечание
Аналитический обзор литературы	26.02.20	
Характеристика исходных материалов и термодинамический анализ	24.03.20	
Исследования влияние примесей при сорбции золота и их поведения	25.06.20	
Заключение	04.06.20	

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
Современные гидрометаллургические методы пизвлечения золота из продуктивных растворов	д-р ph.D., ассистент профессора К.К.Мамырбаева		
Исследования влияние примесей при сорбии золота и их поведения			
Нормоконтролер	канд. техн. наук С.С. Коньратбекова		

Научный руководитель _____ Мамырбаева К.К.

Задание принял к исполнению обучающийся _____ Бакберген Ж.Б.

Дата _____ «__» _____ 2020 г.

АҢДАТПА

Диссертация 2 бөлімнен, тапсырмалардан, кіріспеден, қорытындыдан және пайдаланылған әдебиеттер тізімінен тұрады.

Жұмыс 67 беттен тұрады және 13 сурет пен 15 кестеден тұрады, пайдаланылған әдебиеттер тізімі 32 атаудан тұрады.

Бұл жұмыстың мақсаты алтынды кендерді шаймалау арқылы алынған ерітінділерден алтынды сорбциялық бөліп алу кезіндегі қоспалардың әсерін зерттеу болып табылады.

Бірінші тарауда кедей, тотыққан алтынкұрамды кендерді өңдеу бойынша гидрометаллургиялық технологияның қазіргі жағдайы, алтынды сорбциямен бөліп алу әдісі және сорбциялық процесті оңтайландыру туралы әдебиеттерге шолу келтірілген.

Эксперименттік бөлімде бастапқы материалдарды физика-химиялық талдау нәтижелері, минералогиялық зерттеулердің нәтижелері, сорбциялық белсенділікті анықтау, шаймалау ерітіндісіндегі алтын мен қоспаларды сорбциямен бөліп алу бойынша тәжірибелік эксперименттердің нәтижелері, әртүрлі қоспа металдың сорбциялық көрсеткіштерге әсер ету ерекшеліктері туралы мәліметтер, Gold Sorb 4500 текті ион алмастырғышпен жүргізілген сорбция және десорбция процестері бойынша тәжірибелік нәтижелері келтірілген.

Алтынды элюирлеудің негізгі көрсеткіштерінің есептеулері орындалған.

АННОТАЦИЯ

Диссертационная работа состоит из 2 глав, задачи, введения, заключения и списка использованной литературы.

Работа описана на 67 страницах и включает 13 изображений и 15 таблиц, список использованной литературы состоит из 32 наименований.

Цель настоящей работы исследование влияния примесей на сорбционное извлечение золота из растворов, полученных выщелачиванием золотосодержащих руд.

В первой главе приводится литературный обзор о современном состоянии гидрометаллургической технологии переработки бедных окисленных золотосодержащих руд, о сорбционном извлечении золота и оптимизации процесса сорбции.

В экспериментальной части приведены результаты физико-химического анализа исходных материалов, результаты минералогического исследования, определения сорбционной активности, результаты экспериментальных опытов сорбционного извлечения золота и примесей, содержащихся в растворе выщелачивания, об особенностях влияния каждого металла на показатели сорбции. Приведены опытных результатов по сорбции и десорбции ионитом класса Gold Sorb 4500.

Выполнен расчет основных показателей элюирования золота.

ANNOTATION

The dissertation work consists of 2 chapters, a task, an introduction, a conclusion, and a list of references.

The work is described on 67 pages and includes 13 images and 15 tables, the list of references consists of 32 titles.

The purpose of this work is to study the influence of impurities on the sorption extraction of gold from solutions obtained by leaching gold-containing ores.

The first Chapter provides a literary review of the current state of hydrometallurgical technology for processing poor oxidized gold-containing ores, on sorption extraction of gold and optimization of the sorption process.

The experimental part contains the results of physical and chemical analysis of raw gold bearing materials, the results of mineralogical research, determination of sorption activity, the results of experimental experiments of sorption extraction of gold and impurities contained in the leaching solution, and the peculiarities of the influence of each metal on sorption indicators. Shows the experimental results for sorption and desorption with ion exchanger of the class Gold Sorb 4500.

The calculation of the main indicators of gold elution is performed.

СОДЕРЖАНИЕ

	Введение	10
1	Аналитический обзор литературы	12
1.1	Современное состояние минерально-сырьевой базы золотосодержащих руд Казахстана	12
1.2	Технологии извлечения золота из минерального сырья благородных металлов	13
1.2.1	Ионообменная технология извлечения золота «смола – в пульпе»	15
1.2.2	Сорбция золота активными углями	16
1.2.3	Десорбция золота из насыщенных активированных углей	18
1.3	Влияние примесей на сорбцию золота	20
1.3.1	Влияние медистых золотосодержащих руд на сорбцию золота	22
1.3.2	Влияние примесей на сорбционные свойства активированного угля	24
1.4	Новые технологии извлечения золота	26
1.5	Нетрадиционные методы извлечения золота из упорных руд	27
2.	Экспериментальная часть	29
2.1	Исходные материалы и оборудование	29
2.1.1	Методы исследований	29
2.2	Изучение вещественного состава проб руды месторождения «Карьерное», Актогай	29
2.2.1	Результаты пробирных, химических, спектральных анализов и фазового анализа на золото	30
2.2.2	Минералогические исследования	33
2.3	Изучение сорбционной активности окисленной и первичной руды	33
2.3.1	Исследования влияния примесей на сорбцию золота	35
2.4	Процесс выщелачивания	37
2.4.1	Процесс сорбции Pumpcell	38
2.4.2	Элюирование золота и регенерация угля	40
2.4.3	Цикл элюирования	41
2.5	Исследование влияния примесей на сорбцию золота	43
2.5.1	Выбор ионита для селективного извлечения золота	43
2.5.2	Модели изотерм сорбции	47
2.5.3	Эксперименты по сорбции в динамическом режиме в лабораторных условиях	51
2.5.4	Процесс элюирования	55
	Заключение	57
	Список использованной литературы	59
	Приложение А - Оттиски публикации по теме магистерской диссертации	62

ВВЕДЕНИЕ

Сырьевая база золотодобывающих производств в Казахстана представлена основным мелкими – с запасами до 25 т и средними – от 25 до 100 т месторождениями, на которых в настоящее время добываются около 70 % всего производимого в стране золота. Лидирующее места занимают месторождения Восточного, Центрального и Северного Казахстана.

Запасы золота в целом по стране оцениваются приблизительно в 800 т, при этом среднее содержание золота в руде составляет 6,3 г/т. Для золоторудных месторождений страны характерны низкое содержание золота в руде, а также наличие труднообогатимых руд. Вместе с тем благоприятные горнотехнические условия добычи металла позволяют сохранять ее себестоимость на среднемировом уровне [1].

Актуальность. Казахстан обладает крупными запасами золота, которые ориентировочно оцениваются в 6 тыс. т. В стране имеется более 130 первичных реальных месторождений, на которые приходится – 60 % всех казахстанских природных запасов этого металла, 38 % запасов золота сосредоточено в месторождениях полиметаллических руд.

Хотя Казахстан не относится к таким большим производителям золота, какими являются Россия, Китай, и Узбекистан, тем не менее повышающиеся мировые цены на этот металл и повышенная мировая нестабильность вновь сделали этот драгметалл весьма привлекательным активом.

В настоящее время все шире в производство вовлекается низкосортное золотосодержащее сырье, перерабатываемое прогрессивным методом кучного и чанового выщелачивания цианистыми растворами с последующим сорбционным извлечением и концентрированием золота. При разработке эффективного сорбционного метода переработки продуктивных золотосодержащих растворов является важным не только выбрать селективный анионит, обладающий высокими технологическими свойствами, но и изучить влияние состава растворов на показатели сорбции благородных металлов.

В свете изложенного, исследования и разработка технологии сорбционного извлечения золота из продуктивных растворов процесса чанового цианидного выщелачивания рудного сырья эффективным макропористым углеродным сорбентов, изучение поведения сопутствующих примесей с их концентрированием в промежуточных продуктах и условий селективного элюирования ценного металла с последующей регенерацией сорбента являются актуальными и своевременными.

Целью настоящих исследований является разработка сорбционной технологии золота из растворов, полученных чановым выщелачиванием и изучение поведение металлов-примесей в присутствии различных реагентов.

Для достижения поставленной цели в работе решены следующие задачи:

– исследование образцов породообразующих минералов золота и прогноз «дисперсности золота», минералов породообразования на селективное извлечение золота;

– изучение методики по извлечению золота из упорного бедного полиметаллического сырья с предварительными нетрадиционными обработками;

– исследование исходных обработанных образцов на портативном экспресс рентгенофлуоресцентном анализаторе для твердых материалов.

Научная новизна.

Определены сорбционные показатели ионита GoldSorb 4500 по селективному извлечению золота из продуктивных цианистых растворов, полученных выщелачиванием бедной золотосодержащей руды месторождения Карьерное и Долинное.

Определена характеристика влияния основных примесей металлов продуктивного раствора на сорбцию золота сорбентом GoldSorb 4500.

Методологическая основа исследований. При выполнении исследований по теме магистерской диссертации были использованы следующие методы физико-химического анализа:

– рентген дифракционный, рентгенофлуоресцентный методы анализа веществ, в результате которого устанавливается точный качественный и количественный состав исходных, промежуточных твердых образцов;

– титриметрические методы анализа;

– атомно-адсорбционный спектрометрический метода анализа;

– рН-метрия и др.

Практическая база – кафедра «МПТиТСМ», предприятие АО АлтынАлмас, ИМиО.

Обоснование для написания работы – использование основных положений законов физики, физической химии, современных методов исследований и анализа, специальной программной обработки полученных экспериментальных данных по экстракции и подтверждается сходимостью теоретических данных и экспериментальных исследований.

Практическая значимость работы: полученные в магистерской диссертации результаты расширяют и дополняют сведения, необходимые для сорбционного извлечения меди из растворов сложного состава.

Публикация. Основные положения диссертации опубликована в 1 печатной работе: Мамырбаева К.К., Бакберген Ж.Б., Магомедов Д.Р., Изучение извлечения золота цианированием из окисленной руды. Международная научно-практическая конференция «Сатпаевские чтения», 11 апреля 2019 г.

1 Аналитический обзор литературы

1.1 Современное состояние минерально-сырьевой базы золотосодержащих руд Казахстана

В советское время добыча золота в Казахстане достигала 20 тонн, к концу 1990-х упала до 8,8 т (1998). К настоящему времени Казахстан нарастил добычу золота в несколько раз. По предварительным результатам 2014 года страна занимает 16-е место в мире (47,8 т) среди ведущих стран-золотодобытчиков. В 2014 году (по сравнению с 2013-м) добыча золота выросла на 5,4 тонны, то есть на 13 %.

Руководство Казахстана поставило перед собой цель достичь уровня ежегодного производства золота – 70 т. Как быстро удастся добиться этой отметки, покажет будущее. Сырьевая база страны это позволяет [1].

Месторождения Казахстана содержат в своих недрах 1159 тонн балансовых запасов золота по категориям А, В и С1. 1159 тонн – это промышленные запасы, готовые к обработке. Дополнительно у нас есть еще 1107 тонн золота по категории С2, которые надо доисследовать. Вместе получается 2267 тонн золота. Прогнозные ресурсы золота в Казахстане оцениваются в 9,565 тыс. тонн, в том числе на золоторудных месторождениях – 7725 тонн, на комплексных золотосодержащих – 1840 т. В общей сложности в Казахстане насчитывается 293 месторождения золота (в том числе 38 % комплексных, 60 % золоторудных и 2 % россыпных). Месторождения обнаружены во всех областях страны.

Традиционно большая часть золота Казахстана добывается из комплексных месторождений. Крупнейшая золотодобывающая компания Казахстана, «Казцинк», добывает золото в качестве попутного продукта при разработке полиметаллических руд. Производство золота за 2012 год составил 14,7 т, 2013 – 18 т [2-4].

Компания «KAZ Minerals» (ранее «Казахмыс»), крупнейший в стране производитель меди, также попутно извлекает из руды золото. В 2012 году производство золота составило 3,6 т (при содержании 0,66 г/т), в 2013 – 3,2 т (при содержании 0,61 г/т).

Крупнейшим в Казахстане золоторудным объектом является месторождение «Васильковское» в 17 км северо-западнее города Кокшетау. Доказанные запасы Васильковки составляют 370 т золота, при среднем содержании металла в руде 2,8 г/т. Производительность установки кучного выщелачивания составляла 1 млн т руды в год со среднегодовым производством от 600 до 900 кг золота.

Второе место по величине запасов занимает месторождение «Бакырчик», расположенное на северо-востоке Казахстана. Его рудные запасы составляют 208 т при среднем содержании 7,5 г/т, а минеральные ресурсы – 118 т при среднем содержании 6,9 г/т (с учетом месторождения «Большевик»). Разработка месторождения затруднена из-за высокого содержания в руде

углерода, а также токсичного мышьяка, что создает угрозу загрязнения окружающей среды. Месторождение интересно для отработки с применением технологии бактериального или автоклавного выщелачивания флотоконцентратов.

Следующими по промышленной значимости можно отметить месторождения «Аксу», «Бестюбе», «Жолымбет» – они все обрабатываются подземным способом. Руды на месторождениях представлены как кварцево-жильные, так и в виде минерализованных зон. Однако общие запасы золота этих рудников значительные – более 100 т, а прогнозные – более 400 т [3].

Несмотря на то, что крупные и средние месторождения Казахстана в настоящее время большей частью уже распределены, в стране имеется значительное количество небольших месторождений, которые требуют доразведки.

1.2 Технологии извлечения золота из минерального сырья благородных металлов

Добыча золота из руд коренных месторождений производится, главным образом, на основе использования процесса цианирования. В этом процессе золото селективно выщелачивается из измельченной руды в щелочной среде слабыми (десятые доли грамма на литр) растворами цианистых солей и затем, так же селективно, извлекается из растворов различными методами с получением в итоге конечной товарной продукции – металла.

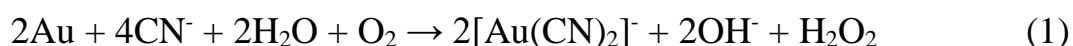
Благодаря своим технологическим, экономическим, а также (как это ни странно звучит на первый взгляд) экологическим преимуществам перед другими альтернативными вариантами металлургической переработки золоторудного сырья, цианирование вот уже на протяжении более 110 лет прочно занимает главное место в технологии производства золота. С его помощью за последние 20 лет в мире добыто более 90 % металла [5].

Развитие золотодобывающей промышленности в современных условиях предполагает вовлечение в эксплуатацию месторождений золотосодержащих руд, значительная часть которых представлена сырьем сложного вещественного состава - труднообогатимыми кварцевыми или сульфидными рудами. Характерной особенностью таких руд является наличие золота микронных и субмикронных размеров, тонко вкрапленного в минералы-носители (кварц, карбонаты, сульфиды). Целесообразность последующего освоения таких месторождений во многом определяется эффективностью используемых технологий переработки.

Достаточно ответственной стадией цианирования, как и любого другого гидрометаллургического процесса, является выделение золота из получаемых при выщелачивании растворов. Следует подчеркнуть, что цианированию на золотодобывающих предприятиях подвергаются материалы с очень широким диапазоном содержания металла: от бедных руд, вскрышных пород и хвостов

механического обогащения, содержащих менее 1 г/т Au, до богатых гравикоцентрированных, содержание золота в которых достигает сотен и тысяч граммов на 1 т. Это обуславливает необходимость применения различных методов осаждения золота из растворов. Для бедных по металлу растворов применяют цементацию золота цинковой пылью (процесс Меррилл-Кроу) или адсорбцию на активированных углях. Переработка растворов, получаемых при цианировании богатых гравитационных концентратов, а также при элюировании насыщенных золотом активных углей, преимущественно осуществляется с использованием электролитического способа осаждения.

В процессе [6] цианирования происходит окисление золота кислородом воздуха до Au^+ и его переход в раствор в виде комплексного аниона $Au(CN)_2^-$:



Качественно новым этапом развития цианистого процесса явилась разработка и внедрение в промышленную практику методов извлечения золота непосредственно из цианистых рудных пульп (без их предварительного обезвоживания: сгущения, фильтрации) с помощью искусственных гранулированных сорбентов. В этом варианте растворенное в цианиде золото выделяется из пульпы на гранулах сорбента, размер которых значительно превышает крупность частиц измельчаемой руды. Нагруженный золотом сорбент затем отделяют от пульпы на специальных дренажных устройствах и обрабатывают в отдельном цикле до получения товарного золотосодержащего продукта.

В зависимости от характера перерабатываемой руды и других факторов сорбция золота из пульп осуществляется либо после предварительного выщелачивания (вариант «сорбент в пульпе» или по английской транскрипции – «sorbent-in pulp», SIP), либо одновременно с выщелачиванием руды (вариант «сорбент – в выщелачивание», «sorbent-in leach», SIL). В случае применения метода сорбции к осветленным золотосодержащим растворам, например, при кучном цианистом выщелачивании, данный метод называют «сорбент в растворах» «sorbent-in solution», SIS). На предприятиях, работающих с одновременным применением технологии «фабричного» цианирования и кучного выщелачивания, часто используют два варианта сорбции: «пульповой» (SIP, SIL) и «растворный» (SIS) [7-8].

После снятия (элюирования) золота, сорбент, как правило, подвергают химической или термической регенерации с целью восстановления его сорбционной активности. Отрегенерированный сорбент возвращают в основной технологический цикл для повторного использования. Это позволяет до минимума сократить расход сорбента (обладающего достаточно высокой стоимостью), ограничив его механическими потерями за счет истирания абразивной рудной пульпой в процессах SIP и SIL.

Развитие сорбционных методов извлечения золота из цианистых пульп и растворов в настоящее время осуществляется по двум основным направлениям:

- Угольная адсорбция;
- Ионный обмен.

1.2.1 Ионообменная технология извлечения золота «смола – в пульпе»

Сорбция золота из рудной пульпы с помощью ионитов позволяет исключить из технологических схем переработки руд – фильтрацию, осветление растворов, осаждение золота цинковой пылью и переработку шламов. За счет снижения потерь растворенного золота в хвостах повышается его извлечение. Это технология позволяет получать на фабриках готовый продукт с содержанием благородных металлов 85-96 %.

Наибольшего эффекта сорбционной технологии получается при переработке глинистых руд, требующих большого фронта фильтрации, а также при переработке мышьяковистых и углистых руд. Для извлечения цианистого комплексного аниона $Au(CN)_2^-$ применяют анионообменные смолы (аниониты). Принципиальная схема переработки золотосодержащих руд с использованием анионитов приведена на рисунке [12].

Методика использования ионообменных смол при гидрометаллургическом переделе золотосодержащих руд и концентратов включает:

- 1) Определение и оценку ионного состава жидкой фазы цианистой пульпы.
- 2) Выбор марки анионита и установление на рабочих цианистых растворах основных показателей сорбента:
 - емкости по золоту, серебру и неблагородным металлам, присутствующим в жидкой фазе цианистой пульпы;
 - селективности по отношению к золоту;
 - кинетики обмена;
 - изотермы сорбции золота;
 - механической прочности сорбентов;
 - десорбции золота и регенерации анионита, насыщенного комплексными анионами из рабочего раствора;
 - изменения емкости и кинетической характеристики анионита при повторном использовании его в цикле сорбции.
- 3) Методика сорбционного выщелачивания руд.
- 4) Укрупненные испытания ионообменного процесса.

Ионообменные смолы производятся в виде частиц сферической формы различной величины для выполнения работ в лабораторных условиях

выбирается зерен смолы: $-0.8 + 0.5$ мм для опытов на растворах и $-1.2 + 0.8$ мм для работы на пульпе.

Количество поглощенного смолой зо-лота определяют по изменению концентрации его в фильтрах до и после контакта с сорбентом, либо непосредственным анализом смолы [10-11].

Анализ растворов и смолы на золото и серебро рекомендуется проводить атомно-абсорбционным методом. Смолу после сушки и взвешивание сжигают в муфеле при $800-900$ °С, а золу обрабатывают царской водкой ($1:2 + 4$).

Желательна высокая скорость реакции обмена анионов золота $Au(CN)_2$ как на свежих, так и на регенерированных анионитах особенно в течение первого часа сорбции. Сильноосновной анионит марка АМ и аниониты смешанной основности обладают удовлетворительной кинетикой сорбции золота; слабоосновной анионит АН-18 характеризуется худшей кинетикой сорбции (таблица).

Аниониты с высокими кинетическими данными позволяют значительно сократить объем сорбционной аппаратуры и единовременную загрузку ионита. Условия испытания анионита на механическую прочность. Объем пульпы - 1 л; навеска анионита АМ-2Б – 2-4 г на 1 л пульпы; крупность зерен анионита в набухшем состоянии - $+0,8-1,2$ мм, ж:т = $1,5 \div 2:1$; степень изменения – $0,15$ мм; продолжительность контакта смолы с пульпой – 24 ч.

Для регенерации анионита необходимо десорбировать со смолы не только золото, но и все металлы - примеси. Для десорбции металлы - примеси с анионита АП-2 рекомендуются следующие элюенты (в порядке проведения элюирования):

1) $0,4$ н раствор HNO_3 или $0,7$ н раствор H_2SO_4 элюента: $V_{смолы} = 7 \div 10:1$, t элюента – $50-60$ °С для десорбции цианида, цинка и никеля;

2) $0,4-0,7$ н $CS(NH_2)_2 + 0,5$ н $HCl(0,7$ н $H_2SO_4)$ – для десорбции меди в процессе вымывания золота в вышеуказанных условиях;

3) 2 н $NH_4NO_3 + 1 \div 1.5$ н NH_4OH – для десорбции железа. Не полная регенерация смолы резко ухудшает кинетику сорбционного процесса и снижает емкость анионита по золоту при повторном использовании его в цикле сорбции [13].

1.2.2 Сорбция золота активными углями

Активные угли – пористые углеродные сорбенты. Их получают из различного органического сырья: древесины, углей, антрацита, костей животных, скорлупы кокосового ореха и т.д. При производстве углей из сырьевых материалов при нагревании без доступа воздуха удаляют влагу и часть смолы. Полученный уголь-сырец имеет крупнопористую структуру и невысокие сорбционные свойства. Для получения микропористой структуры

его активируют обработкой диоксидом углерода или водяным паром при 800-900 °С.

Адсорбция электролитов на активных углях обусловлена характером взаимодействия угля с кислородом воздуха. Активированные угли могут проявлять анионо- и катионообменные свойства в зависимости от температурного режима обработки. Для сорбции благородных металлов из цианистых растворов применяют «положительные» активные угли, у которых преобладают анионообменные свойства. Такой уголь может быть использован для сорбции благородных металлов как из осветленных цианистых растворов, так и из пульп [15].

В настоящее время сорбция на активированных углях широко используется в практике кучного, чанного и других видов выщелачивания. Сорбцию из растворов проводят в динамических условиях, пропуская золотосодержащий раствор последовательно через 3-4 вертикальные колонны, заполненные гранулированным активным углем с крупностью зерен около 1 мм. Насыщенный уголь (2-5 кг/т золота) отправляют на регенерацию. В отечественной практике уголь применяют для сорбции благородных металлов из цианистых растворов обогатительных фабрик, перерабатывающих полиметаллические руды в динамических и статических условиях. Насыщенный благородными металлами сорбент не регенерируют, а подшихтовывают к медному или свинцовому флотационным концентратам [16].

Сорбция из пульп проводится аналогично сорбции на иона обменных смолах. Цианирование ведут в цепочке 5-10 аппаратов с пневматическим или механическим перемешиванием при противоточном движении угля и пульпы. В качестве сорбента используют гранулированный уголь крупностью 1,2-3,4 мм, приготовленный из скорлупы кокосового ореха. Сорбцию ведут из пульп плотностью 40-45 % твердого при концентрации цианидов в жидкой фазе 0,01-0,02 % при рН 10-10,5 и загрузке сорбента 10-30 г/л. Емкость угля по золоту составляет 2-8 кг/т. Технология с применением углей дешевле, чем технология с использованием ионообменных смол, но потери углей вследствие их механической непрочности высокие и составляют 100-200 г на 1 т руды [17].

Насыщенный уголь перерабатывают сжиганием с последующей плавкой золы на черновое золото или же элюированием с применением растворителей. Второй способ - более рациональный. Растворителями могут быть горячий цианистый раствор, жидкий аммиак, водный раствор сернистого натрия или щелочей; чаще на практике применяют горячие цианистые растворы 0,1-0,2 % NaCN и 1-2 % NaOH. Процесс ведут в цепочке из трехчетырех вертикальных колонн. В каждой колонне раствор движется снизу вверх [15]. Процесс ведут при 85...95 °С. Процесс десорбции занимает 2-3 суток. Увеличить скорость процесса можно повышением температуры до 120-130 °С. Благородные металлы из элюата осаждают электролизом с нерастворимыми анодами. В зарубежной практике используют три типа угольно-сорбционного процесса [16]:

- цианидное выщелачивание с последующей сорбцией благородных металлов на угле (CIP-процесс);
- сорбционное выщелачивание благородных металлов, когда процессы цианирования и сорбции совмещены (CIL-процесс);
- сорбция благородных металлов из осветленных или полuosветленных растворов (CIS-процесс).

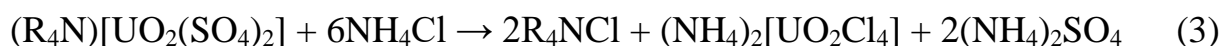
Все отмеченные процессы состоят из четырех основных операций:

- адсорбции растворенных металлов;
- десорбции (элюирования) с получением концентрированных растворов (элюатов);
- извлечения металлов из элюатов;
- регенерации угля [15].

По технологии CIP работает целый ряд предприятий: новые фабрики, модернизированные на базе действующих рудников; фабрики, перерабатывающие пиритные огарки по схеме цианирование - фильтрация - сорбция, золотосодержащие отвалы, кеки заводов. Считают, что капитальные затраты на строительство крупного предприятия по этой технологии составляют одну треть затрат на строительство предприятия по технологии осаждения цинком. Золотоизвлекающие фабрики проектируются и строятся по принципу модульных установок [14].

1.2.4 Десорбция золота из насыщенных активированных углей

Многоступенчатый процесс, состоящий из промывки сорбента, собственно десорбции и регенерации - Десорбция, или элюирование, является второй стадией сорбционного процесса, в котором сорбированные ионы вытесняются из ионита концентрированными растворами элюентов:



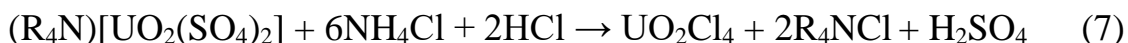
Обычно для десорбции применяют нейтральные соли NaCl, Na₂SO₄, NaNO₃ и др. в растворах кислот HCl, H₂SO₄, HNO₃ или щелочей NaOH, NH₄OH с целью уменьшения химического разрушения сорбентов крепкими кислотами или щелочами. Однако при десорбции в схемах переработки продуктивных растворов кучного и подземного сернокислотного выщелачивания часто используют десорбцию только серной кислотой с целью предотвращения загрязнения оборотных растворов хлоридами и нитратами, а при содовом выщелачивании применяют содовую десорбцию [17].

Различают несколько видов десорбции – элюирование, вытеснение, конверсию, высаливание, экстракционное распределение и электрохимическую обработку. Элюирование – такая десорбция насыщенного ионита, при которой в качестве элюента применяется такой же реагент, как при выщелачивании, например десорбция уранил-сульфата серной кислотой (только более концентрированной, чем при выщелачивании):



При этом происходит регенерация сорбента и он приобретает ту же форму, какая была при сорбции, т.е. может быть возвращен на сорбцию без дополнительной обработки. Полученный товарный элюент обычно подвергается экстракционной очистке.

Вытеснение - десорбция ценного компонента более сорбируемым ионом или веществом. При этом сорбент приобретает солевую форму более сорбируемого иона и потребуются последующая специальная обработка сорбента для перевода его в более эффективную рабочую форму перед возвращением на сорбцию. Обычно для вытеснения применяют нейтральные соли NaCl, NH₄NO₃ в растворах кислот и щелочей с одноименными ионами NO₃⁻, HNO₃ либо NaOH, NH₄OH.



Но нитратные и хлоридные ионы при попадании в сорбцию депрессируют процесс. Необходим перевод сорбента обратно в сульфатную форму [18].

Десорбцию по способу Задра вначале проводили при атмосферном давлении в течение 24-60 ч при температуре 85-95 °С раствором, содержащим 0,1 % NaCN и 1 % NaOH. Данный процесс отличается простотой, низкими эксплуатационными и капитальными затратами. Однако основным недостатком процесса являлась большая длительность, что затрудняло его применение на крупномасштабных производствах и приводило к значительному количеству благородных металлов в незавершенном производстве (НЗП). Поэтому процесс Задра постоянно совершенствовался, и для сокращения продолжительности процесса десорбции благородных металлов по этому способу были разработаны автоклавные методы элюирования под давлением.

1.3 Влияние примесей на сорбцию золота

Для выделения благородных металлов из цианистых растворов используется сорбция на смолах или на активированных углях. Технология извлечения золота данными способами включает три основные операции: сорбция (адсорбция); десорбция (элюирование) благородных металлов каким-

либо растворителем (элюентом) с получением элюата; осаждение из элюата золота. Высокое содержание комплексных ионов-примесей в растворе может оказать серьезное влияние на сорбцию золота и серебра. Депрессирующее действие примесей возрастает с увеличением их концентрации и зависит от положения примеси в ряду сродства с сорбентами: чем выше сродство, тем сильнее понижение емкости сорбента.

Проблемы низкого извлечения дисперсного золота из руд обусловлены физическими и химическими причинами упорности. Растворению золота препятствуют покровные образования на его поверхности. Если золото покрыто сплошной и нерастворимой в цианистом растворе оболочкой, то оно при цианировании остается в хвостах. Чаще естественные покровные образования проницаемы для цианистых растворов и их роль сводится лишь к замедлению растворения золота. Замедляющее действие пленки ксантогенатов на растворение золота и его сплавов серебром при цианировании продуктов флотации сказывается лишь в первые часы перемешивания. Затем эта пленка исчезает, и золото растворяется с обычной скоростью [19].

На скорость растворения золота значительное влияние оказывает состав металла. Скорость растворения сплавов Au-Ag и Au-Cu увеличивается с увеличением содержания в них золота, причем сплавы с медью растворяются хуже, чем сплавы с серебром. Медленно растворяется золото, связанное с дисперсным железом.

Присутствие в рудах золота, покрытого поверхностными пленками – довольно распространенное явление. Наиболее часто такое золото встречается в ожелезненных окисленных рудах, носящих название «железной шляпы». Основными составляющими пленок на зернах золота в данном случае являются обводненные (гидратированные) окислы железа, придающие золотинам характерную буровато-коричневую окраску, похожую на ржавчину («ржавое» золото). Иногда в состав пленок входят безводные окислы железа и марганца, а также некоторые другие химические соединения, типичные для зоны окисления первичных золотосодержащих руд [20].

Практика гидрометаллургической переработки золотосодержащих руд и концентратов показывает, что наиболее активными поглотителями кислорода в цианистых растворах являются минералы и химические соединения железа (FeS, FeSO₄ и др.). Весьма активными поглотителями кислорода являются также растворимые щелочные сульфиды (Na₂S, K₂S), которые часто образуются в цианистых растворах в результате взаимодействия щелочей с сульфидами железа или серебра. Иногда они содержатся в исходных препаратах, применяемых в гидрометаллургическом процессе (циансплав). Поглощение кислорода восстановителями является не единственной причиной химической депрессии золота при цианировании. Аналогичное действие на золото могут оказывать и цианисиды, т.е. поглотители NaCN, присутствующие в исходных рудах в виде соответствующих минералов или химических соединений. К числу таких компонентов могут быть отнесены все

окисленные и большинство сульфидных минералов меди, а также закисные соединения железа (FeSO_4 , $\text{Fe}(\text{OH})_2$), пирротины, растворимые сульфиды натрия и калия, сернистые минералы сурьмы, мышьяка и т.д.

Железо и сера, входящие в состав природного пирротина или марказита, выступают в роли весьма активных поглотителей цианида и кислорода, поэтому наличие указанных минералов в исходном сырье может явиться серьезным препятствием для осуществления цианистого процесса [19].

В качестве выщелачивающих растворов использовались растворы цианистого натрия, в качестве защитной щелочи применялись NaOH и CaO . Извлечение золота из продуктивных растворов осуществлялось на угле.

В процессе моделирования выщелачивания Au установлено, что в технологические растворы попутно с золотом переходит часть находящихся в руде металлов-примесей. Перевод в жидкую фазу металлов-примесей в первую очередь это: As , Cu , Zn , Ni , Co , Hg , Fe , Ca и Mg связан с наличием в растворах цианидов и щелочностью водной фазы.

Помимо золота и железа комплексные соединения с цианидами образуют также некоторые примесные элементы (никель, кобальт, медь, цинк, серебро), что создает определенные проблемы при последующем извлечении благородных металлов из раствора.

Гидрометаллургическая группа методов условно может быть разделена на две подгруппы: активационную (физическую), с использованием дополнительных физических воздействий на твердую, жидкую и реагентную фазы пульпы на основе цианидов и химическую.

Ко второй – предварительное (перед цианированием) биовыщелачивание железа и серы в сернокислотной среде с использованием специальных штаммов железо – и сероокисляющих бактерий для перевода сульфидной матрицы в сульфатную форму.

В отношении применимости к извлечению дисперсного золота хлор имеет также и такие преимущества как инициирование гидратационных процессов, высокая проникающая способность в микропоры минеральной матрицы, способность к окислению тех ее компонентов, которые определяют упорность руд, в частности, органики.

Разработано и запатентовано множество технологических и реагентных схем с использованием активного хлора, в основном, в 343 форме гипохлорита натрия (NaClO) или гипохлорита натрия в сочетании с хлоридом натрия (NaCl) [21].

Для подавления отрицательного влияния примесей при сорбции, был analyzed способ, включающий: предварительное цианирование, обработку цианистых пульп гипохлоритом натрия и сорбцию золота из обработанных пульп. Предварительно установлено, что при обработке гипохлоритом натрия цианистых пульп можно достичь максимального подавления примесей без изменения концентрации золота в растворе. В связи с этим были проведены исследования по изучению зависимости концентрации гипохлорита на изменения концентрации компонентов.

В интервале концентрации гипохлорита от 150 до 160 мг/л можно достичь подавления примесей без изменения содержания золота в растворе. Это в конечном итоге приводит к повышению сорбируемости золота на активированных углях [23].

1.3.1 Влияние медистых золотосодержащих руд на сорбцию золота

В настоящее время проблема переработки золотых руд, содержащих медь, относится к числу наиболее актуальных, так как медь в золотых рудах является одновременно и попутным ценным компонентом и вредной примесью, осложняющей процесс извлечения золота. Прежде всего это касается цианирования – одной из главных операций в процессе металлургической переработки золоторудного сырья.

Поскольку цианирование для технологии извлечения золота является базовым переделом, то золотые руды или концентраты, которые по тем или иным причинам трудно поддаются обработке цианированием, относят к категории упорных. Упорность золотых руд по отношению к цианистому процессу характеризуется несколькими критериями, которые определяются характером взаимосвязи частиц золота с минералами и породой в руде, наличием минералов и веществ в руде, замедляющих скорость растворения золота и вызывающих повышенный расход цианида, присутствием в руде природных сорбентов. К критериям упорности золотых руд относят физическую депрессию, химическую депрессию, а также сорбционную активность минералов, присутствующих в руде [25].

Золото в рудах находится в основном в металлическом виде. По характеру связи частиц золота с рудными породами они разделяются на три категории:

– золотины с полностью обнажённой поверхностью, так называемое «свободное» золото (в этом случае свободное золото извлекается в голове процесса методами гравитационного обогащения);

– золотины с частично обнажённой поверхностью – золото в сростках с минералами, покрытое не сплошными плёнками (достаточно хорошо извлекается цианистым процессом, если хотя бы одна точка такой золотой частицы становится доступной для контакта с цианидом);

– золотины, поверхность которых полностью изолирована от контакта с растворителями, это в основном тонко вкрапленное золото (руды с тонко вкрапленным золотом являются наиболее упорными для процесса цианирования). Как правило, тонкое золото рассеяно в таких минералах-носителях, как кварц и сульфидные минералы железа, меди, цинка, сурьмы, мышьяка и др. минералов, присутствующих в руде [23].

Высокая плотность структуры таких минералов, абсолютно непроницаемых для цианистых растворов, и дисперсность заключённого в них золота обуславливают технологическую упорность золотых руд и концентратов в гидрometаллургическом процессе. Механическую

недоступность частиц золота для цианистого раствора принято считать физической депрессией золота.

Медистые руды – довольно распространенный тип золотосодержащих руд. Присутствие минералов меди сильно осложняет процесс цианирования, повышая расход цианида и снижая извлечение золота. Однако при выборе технологической схемы переработки медистой золотосодержащей руды следует учитывать также и то, что в определённых случаях попутное извлечение меди может представлять практический интерес. Минералы меди, активно взаимодействуя с цианистыми растворами, являются причиной больших потерь цианида вследствие образования комплексных цианистых соединений меди. В результате активного взаимодействия медных минералов с цианидом наличие в руде относительно небольшого количества меди (десятые доли процента) может вызвать большой расход цианида, поэтому применение обычного процесса цианирования может стать нерентабельным.

Присутствие в рабочих растворах комплексных цианистых анионов меди сопровождается заметным уменьшением скорости растворения золота и снижает показатели извлечения золота на сорбенты в сорбционном процессе. Вредное влияние меди на растворение золота объясняется не только понижением концентрации ионов свободного цианида, но и образованием на поверхности благородных металлов плёнок меди, замедляющих процесс растворения.

В соответствии с этой теорией, вблизи поверхности растворяющегося золота в диффузионном слое концентрация свободных ионов цианида может сделаться столь малой, что равновесие реакций диссоциации комплексных анионов меди смещается вправо вплоть до образования нерастворимого в воде простого цианида меди CuCN . Осадок CuCN покрывает поверхность золота и затрудняет его переход в раствор. Если концентрация меди в растворе сохраняется постоянной, то при повышении концентрации цианида увеличивается концентрация свободных ионов CN' . Поэтому плёнка цианистой меди растворяется и меньше тормозит процесс растворения золота. С повышением содержания цианида в растворе скорость осаждения меди на поверхности золота сильно снижается, а скорость перехода золота в раствор возрастает.

В этой связи выбор наиболее оптимального способа извлечения золота в первую очередь зависит от конкретной руды и представляет сложную задачу, требующую проведения детальных технологических исследований и проведённых на их основе технико-экономических расчётов [24].

1.3.2 Влияние примесей на сорбционные свойства активированного угля

В процессе сорбции активированный уголь, двигаясь в противотоке пульпы или технологических растворов, насыщается не только золотом и серебром, но и другими сопутствующими анионами цветных металлов и

железа. При использовании угля в обороте, т. е. в цикле сорбция-десорбция благородных металлов в угле происходит накопление примесей – органических, карбонатных и серосодержащих соединений, которые забивают поры угля, занимают активную поверхность, что вскоре приводит к снижению скорости сорбции золота, уменьшению рабочей емкости сорбента и, в конечном счете, к увеличению потерь драгметаллов с хвостами сорбции.

Вследствие высокой стоимости активированного угля способ его обработки после процесса сорбционного выщелачивания должен предусматривать не только глубокое извлечение драгоценных металлов в раствор, но и, возможно, полную регенерацию, т.е. восстановление первоначальных сорбционных свойств и, прежде всего, рабочей емкости сорбента по золоту и серебру.

На некоторых предприятиях с применением цианисто-сорбционного процесса не всегда уделяют должное внимание регенерации угля, а в некоторых случаях даже при наличии соответствующего оборудования не проводят такие важные операции, как кислотная обработка угля и его термическая реактивация. К сожалению, авторам приходилось сталкиваться с таким положением на некоторых предприятиях, где проводились не все операции регенерации угля, (например, кислотная обработка и термическая реактивация), вследствие чего наблюдалось снижение скорости процесса сорбции извлекаемого компонента, а насыщенный уголь имел минимальную рабочую емкость по золоту. Поэтому в данной статье авторы решили описать все операции восстановления сорбционных свойств угля, показать их значение и область применения.

Перечислим основные виды примесей в насыщенных углях, которые являются вредными в сорбционном процессе, снижающие сорбционную способность сорбента [26].

Органические примеси. К ним относятся минеральные масла, которые попадают в пульпу в виде проливов при работе мельниц, дробилок, пульповых насосов и другого оборудования, а также реагенты органического происхождения, применяемые в процессе флотации: собиратели – ксантогенаты, олеиновая кислота и др., пенообразователи – аэрофлот, сосновое масло, ИМ-68, Т-66 и др.

Известь, используемая в качестве защитной щелочи в технологических процессах кучного выщелачивания (КВ) или сорбционного цианирования, вызывает интенсивную кальцинацию пор угля, т.е. на стенках пор и на поверхности угля осаждается карбонат кальция. С течением времени поры угля полностью зарастают карбонатом кальция, и уголь перестает работать.

Примеси цветных металлов. В большинстве золотосодержащих руд содержатся окисленные и первичные сульфиды, а также оксиды цветных металлов – меди, цинка, свинца, никеля, – которые в процессе цианирования в той или иной степени переходят в раствор. И хотя активированный уголь считается селективным по золоту, растворенные цветные металлы также сорбируются на уголь в виде цианистых анионных комплексов $[\text{Cu}(\text{CN})_3]_2^-$,

$[\text{Zn}(\text{CN})_4]_2^-$, $[\text{Ni}(\text{CN})_4]_2^-$, занимая активные места в угле, что приводит к их накоплению и, как следствие, к снижению сорбционной способности по благородным металлам.

Ртуть. В некоторых золотосодержащих рудах встречается ртуть в виде минерала киновари HgS (сульфид ртути) или ртуть присутствует в самородном виде, а также в виде оксидов HgO . Много ртути содержится в лежалых хвостах фабрик, работавших по амальгамационной технологии, которые в настоящее время вовлекаются в переработку цианисто-сорбционным процессом. Ртуть в цианидных растворах также хорошо выщелачивается, как и золото, и переходит в раствор в виде комплексных анионов $[\text{Hg}(\text{CN})_2]_0$, $[\text{Hg}(\text{CN})_3]_1^-$, $[\text{Hg}(\text{CN})_4]_2^-$. Эти анионы ртути наравне с золотом сорбируются на уголь.

Классифицированы [27] вредные примеси, загрязняющие активированный уголь в процессе сорбции, показано их вредное воздействие на проведение процессов сорбции и десорбции золота и серебра. При загрязнении угля цианистыми комплексами меди и ртути необходимо проводить холодную десорбцию цианистым раствором, причем при наличии ртути в исходной руде ее необходимо выводить из угля в обязательном порядке, т.к. ртуть при десорбции легко переходит в элюант и также легко выделяется в катодный осадок, в результате чего появляется необходимость обрабатывать катодный осадок раствором концентрированной азотной кислоты. При кислотной обработке уголь освобождается от кальция на 96 %, от остальных примесей, включая тяжелые цветные металлы, в среднем на 36 %. Наибольший эффект вымывания из угля примесей (меди, цинка, железа и кальция) при проведении холодной десорбции и кислотной обработки обеспечивается при их осуществлении в прямоточном режиме в колоннах. Необходимость термической реактивации угля обуславливается тем, что в предыдущих операциях кислотной обработки и десорбции золота не удается вымыть из пор угля адсорбированные масла, сернистые и кремнистые соединения, образовавшиеся в порах гели и другие вещества, большая часть которых на угле находится в нерастворимом виде. Необходимо обязательно включить в технологическую схему операции выделения угольной мелочи крупностью минус 0,8 мм и подготовки свежего угля к загрузке в процесс сорбции. Проведение всех операций регенерации угля в соответствии с режимами, изложенными выше, обеспечивает восстановление его сорбционных свойств на уровне свежего угля и позволяет добиваться максимально высоких показателей по извлечению золота и серебра в процессе сорбции.

1.4 Новые технологии извлечения золота

Для извлечения золота из упорных руд, в которых значительная часть металла (50-90 %) находится в упорной форме – тонко вкраплено в сульфиды и породообразующие минералы, покрыто пленками и рубашками и т.д. требуются сложные технологии. Применение традиционных технологий

цианирования для таких руд и концентратов мало эффективно. Обогащение упорных руд обычно проводят по более сложным и при более тонком помоле 85-95 % -0,074 мм. Извлечение золота в цикле обогащения руды составляет 85-90 %.

Переработка полученных упорных концентратов осуществляется с помощью специальных технологий: сверхтонкое измельчение до крупности 95100 % -0,044 мм или -0,020 мм, обжиг, автоклавное или бактериальное выщелачивание с последующим цианированием (с сорбцией золота на смолу или уголь). Только использование сложных нетрадиционных технологий позволяет получить высокое извлечение золота из концентратов (90-95 %) и рентабельно перерабатывать упорные руды [25].

Наряду с легкообогатимыми и упорными имеются также руды, в которых золото частично (до 10-30 %) находится в упорной форме. В процессе традиционной переработки таких руд цианированием извлечение золота не превышает 70-85 %. При обогащении богатых руд содержание золота в хвостах достигает 2 и более г/т, что сопоставимо с содержанием золота в бедных рудах. Применение сложных и дорогостоящих технологий для повышения извлечения благородных металлов из частично упорных руд и концентратов не рационально. Для такого минерального сырья необходимо использовать новые нетрадиционные малозатратные технологии.

Одной из таких технологий является развивающаяся в последние годы технология на основе магнитно-импульсных воздействий (МИО). При любом физическом воздействии – ультразвуковом, радиационном, электромагнитном, в том числе и сверхвысокочастотном (СВЧ) - минералы претерпевают структурные изменения, выражающиеся в искажениях, деформациях кристаллической решетки, возникновении различных дефектов, в фазовых превращениях и т.д. Этот эффект обусловлен тем, что при импульсном магнитном воздействии внешнее электромагнитное поле распространяется по всему объему руды. При наличии в руде минералов - пьезоэлектриков (например, кварца, турмалина) или магнитных зерен (например, сульфидов, оксидов и др.) МИО вызывает в этих зернах эффекты магнитострикции и пьезострикции, характеризуемые возникновением деформаций в отдельных минералах. За счет неоднородности магнито-диэлектрических и механических свойств минералов, входящих в состав руды, а также наличия воды на границах зерен возникает концентрация полей и усилий, приводящих к растягивающим и сдвиговым напряжениям, соизмеримым с величиной критических напряжений на растяжение и сдвиг. Учитывая, что прочность руды на растяжение и сдвиг в 6-10 раз меньше прочности на сжатие, а полезная работа внутренних сил по разрушению пропорциональна квадрату величины напряжений, можно сделать вывод, что энергоемкость МИО, приводящая к развитию трещин на межзеренных границах, может быть более чем в 35-100 раз меньше энергоемкости при механическом сжимающем воздействии, приводящем к аналогичному результату. Энергозатраты при МИО составляют максимум 1 % от

энергоёмкости помола руды в мельницах, а снижение после МИО энергоёмкости помола достигает 50 %. Кроме того, по объёму материала возникают трещины, облегчающие проникновение растворов цианидов к частице металла. Также известен эффект возрастания скорости химических реакций при электромагнитном воздействии.

Объектами исследований по оценке возможности использования электромагнитных полей для повышения извлечения золота цианированием служили различные типов золотосодержащего минерального сырья: кварцполевошпатовая и кварц-карбонатные руды и сульфидные флотационные концентраты.

Полученные экспериментальные данные свидетельствуют об эффективности МИО пульпы перед цианированием: для всех исследованных образцов минерального сырья получен прирост извлечения золота на 0,6-6,5 % в зависимости от вещественного состава и характеристика золота в сырье. Следующей технологией, не получившей пока широкого распространения в России, является технология интенсивного цианирования (технология ГЕККО). Испытания этой технологии на руде коры выветривания (2,6 г/т золота) и на частично – упорном сульфидном концентрате (180 г/т золота) обеспечили повышение извлечения золота при цианировании на 3-22 % [28].

1.5 Нетрадиционные методы извлечения золота из упорных руд

К нетрадиционным методам изменения свойств и технологических показателей обогащения золотосодержащих руд относятся в первую очередь различные энергетические воздействия: температурная пропарка пульпы, электрохимическая обработка как пульпы, так и реагентов, магнитно-импульсные воздействия на материал и воду, процесс электрохлоринации, автоклавный и биологический методы выщелачивания, лазерные импульсы и термообработка каменного материала [29].

Предварительная электрохимическая обработка пульпы позволяет направленно изменять поверхностные свойства минералов без добавления реагентов или со значительным снижением их расходов. В исследованиях показана применимость данного метода обработки пульп для регулирования поверхностных свойств минералов, рН, Eh жидкой фазы, управления процессом флотации и создания благоприятных условий для повышения извлечения ценных компонентов из руды. Электрохимическая обработка наиболее эффективна при флотации сульфидных минералов, в основном медных и цинковых, в некоторой степени, золотосодержащих.

Исследования процесса электрохимической хлоринации [30] показали, что при поляризации электропроводные частицы минералов выступают в роли биполярных электродов, на которых возбуждаются электрохимические реакции, интенсифицирующие процесс растворения вещества на анодной

стороне частиц. Анодная поляризация пирита приводит к образованию на его поверхности неэлектропроводных пленок, а наличие золота в плоскостях спайности инициирует образование зон повышенной электропроводности и интенсификации процесса растворения этих зон с образованием мозаичной структуры пирита. Процесс электрохимической хлоринации может быть использован в перделе гидрометаллургической обработки золотосодержащих руд в случае его более высокой эффективности по сравнению с цианированием.

Сравнение автоклавного и биологического выщелачивания упорных золотосодержащих руд зарубежных предприятий, освещенное в работе [88], показало преимущество биовыщелачивания. Считалось, что при автоклавном выщелачивании золотосодержащих руд, достигается более высокая степень окисления сульфидов (особенно пирита и элементарной серы), что, как правило, приводит к более высокому извлечению золота в конечный продукт. Однако, повышенное содержание сульфидной серы в концентрате, выше уровня автогенности (примерно 6 % сульфидной серы), осложняет автоклавное выщелачивание. В подтверждение этого указывает факт перехода одного из известных предприятий Бразилии, компании «Сао Бенто» с автоклавной технологии на комбинированную, включающую неполное бактериальное выщелачивание с дальнейшим автоклавированием и цианированием. Сквозное извлечение при этом увеличилось с 90 до 95 %. Данные технологии, несомненно, являются прогрессивными, но экономически и экологически очень затратными [32].

Исходя из описания различных схем переработки коренных золотосодержащих руд, следует, что с точки зрения повышения сквозного извлечения золота, чем крупнее размер вкрапленности золотин в пустой породе и сульфидах, тем выше может быть извлечение золота. При этом возможно эффективно использовать современные гравитационные методы обогащения, которые являются низко затратными и экологически безопасными.

Таким образом, далее в настоящем обзоре приведены результаты нетрадиционного подхода к исследованиям упорных золотосодержащих руд с целью изменения их обогатимости. Главным из таких направлений является возможное укрупнение тонковкрапленного труднообогатимого золота.

Наиболее интересным и перспективным научным исследованием в данной области является процесс изучения воздействий лазерного излучения на золотосодержащие материалы [31].

2 Экспериментальная часть

2.1 Исходные материалы и оборудование

Для исследования были использованы следующие пробы, реагенты и программы, оборудование:

- пробы окисленной и первичной руд месторождения Карьерное;
- пробы руд месторождения Долинное;
- сорбенты угольные разных марок;
- ионит КАУСОРБ 223;
- ионит GoldSorb 4500;

2.1.1 Методы исследований

- рентгендифракционный спектрометрический метода анализа;
- рентгенфлуоресцентный спектрометрический метода анализа;
- атомно-адсорбционный спектрометрический метода анализа;
- рН метрия;

2.2 Изучение вещественного состава проб руды месторождения «Карьерное», Актогай

Для проведения исследований вся проба дробилась стадийно до крупности $-0,071+0$ мм, проводилась разделка, перемешивалась, сокращалась в соответствии со стандартной методикой с отбором проб (навесок) для технологических исследований и изучения вещественного состава. Остаток проб направлялись в резерв. После усреднения и квартования отобраны пробы для ситового, химического, пробирного анализов, также для изучения измельчаемости руды и элементного состава исследуемых проб. В результате пробирного анализа выявлено, что содержание промышленно-ценного компонента золота сильно варьируют в исследуемых пробах и концентрация золота колеблется в пределах 0,44-1,39 г/т. Массовая доля общего углерода составила от 0,14 до 1,87 %, органического углерода менее 0,1 % во всех пробах. Содержание $Fe_{ок}$ варьировала в пределах 0,22 – 2,1. Массовая доля серы сульфидной в пробах варьировала от 0,03 до 0,93 %. Основной вещественный состав исследуемых проб состоит из диоксида кремния (61,5-72,21 %), оксида алюминия (10,80 – 13,02 %) и железа (2,05 – 3,18 %), что указывает на то, что в исследуемых пробах преобладает кварц. Основными фазовыми составляющими минералами являются кварц и альбит. По результатам рентгенофазового анализа можно отметить, что основной компонент - золото связан с минералами кварц и пирит, которые свою очередь являются золотоносными минералами.

Рентгенофлуоресцентный анализ показал, что наибольшее количество по массовой доле из всех присутствующих элементов являются кремний, алюминий и натрий, которые составляют основу кварца и альбита, что подтверждено рентгенофазовым анализом. В результате фазового анализа установлено, что при исходной крупности -0,071 мм тонкодисперсное, самородное и покрытое кварцем золото отсутствует. Обнаружено, что в основном золото находится в связанном виде с кристаллическими решетками минерала носителя.

2.2.1 Результаты пробирных, химических, спектральных анализов и фазового анализа на золото

Нами для проведения исследований были отобраны пробы руд окисленная и первичная.

Для проведения химических (рис.4), пробирных, рентгенофазовых, рентгенофлуоресцентных и рациональных анализов из дробленной и измельченной руды до крупности 98 % класса -0,071 мм представительные пробы.

Результаты анализа состава руд приведены в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Химический состав окисленных и первичных проб

Проба	Компоненты, %						
	Fe ₂ O ₃	Fe _{ок}	SO ₄ ²⁻	S ²⁺ (сульфатная)	S ²⁻ (сульфидная)	C _{общ}	C _{орг}
1	5,99	0,45	1,89	0,67	0,029	0,38	<0,1
2	3,22	0,23	1,39	0,50	0,929	0,15	<0,1
3	5,29	0,38	0,18	0,05	0,409	1,44	<0,1
4	7,59	0,56	0,39	0,13	0,530	1,71	<0,1

По данным химического анализа (табл.2.1) установлен, что содержание золота варьируют в исследуемых пробах в разных пределах и содержание основного компонента - золота варьируется в пределах 0,43-1,38 г/т.

Содержание углерода общего составляет от 0,15 до 1,71 %, органического углерода менее 0,1 % во всех пробах. Содержание Fe_{ок} варьировала в пределах 0,23-0,56 %, наибольшее содержание окисленного железа отмечено в образце 4. Содержание серы в сульфидных образцах составило от 0,029 до 0,929 %.

Содержание золота было определено по специальной методике по определению золота и результаты приведены ниже в таблице 2.1.

Таблица 2.2 – Результаты пробирного анализа проб

Наименование образцов	Содержание Au, г/т
1	1,02
2	0,50
3	0,87
4	1,39

Для установления фазового и элементного состава образцы исследовались помощью рентгенофазовым (на приборе Рентгеновский дифрактометр Advance D8 «Bruker») и рентгенофлуоресцентным (Рентгенофлуоресцентный волнодисперсионный спектрометр Venus 200 Axios PANalytical B.V.) методами анализа.

Полученные результаты физико-химического анализа приведены в таблицах 2.3 и 2.4.

Таблица 2.3 - Результаты рентгенофлуоресцентного анализа исходных проб руды месторождения Карьерное

Элементы	Образцы			
	1	2	3	4
O	55,3	55,8	55,0	54,8
F	-	-	-	0,83
Na	2,5	2,99	2,1	1,3
Mg	0,35	0,15	0,87	1,07
Al	6,6	5,79	7,02	7,72
Si	28,8	32,3	28,7	27,9
P	0,03	0,02	0,04	0,04
S	0,69	0,1	0,47	0,66
Cl	0,02	0,008	0,007	-
K	1,45	0,79	1,82	2,3
Ca	0,95	0,45	1,42	1,34
Ti	0,25	0,14	0,25	0,29
V	0,005	-	0,01	0,007
Cr	0,009	0,01	0,006	0,008
Mn	0,02	0,01	0,036	0,037
Fe	2,65	1,23	1,93	2,17
Cu	0,006	-	0,006	0,005
Zn	0,006	0,005	0,006	0,007
As	0,11	0,03	0,055	0,089
Rb	0,004	0,002	0,006	0,008
Sr	0,01	0,01	0,01	0,01
Zr	0,01	0,007	0,01	0,01
Co	-	-	-	-

Как показано в таблице 2.4, основными элементами в образцах являются кремний, алюминий и натрий, которые составляют основу кварца и альбита и это подтверждается результатами рентгендифракционного анализа.

Таблица 2.4 – Результаты рентгендифракционного анализа исходных образцов

Наименование	Формула	S-Q, %
Образец 1		
кварц, син	SiO ₂	65,9
Альбит	Na(AlSi ₃ O ₈)	13,8
мускавит-2M1	(K,Na)(Al,Mg,Fe) ₂ (Si _{3.1} Al _{0.9})O ₁₀ (OH) ₂	6,2
Гипс	Ca(SO ₄)(H ₂ O) ₂	5,3
Арсенопирит	Fe(S _{0.72} As _{0.28}) ₂	4,5
карбонат кальция	CaMg(CO ₃) ₂	4,3
Образец 2		
кварц, син	SiO ₂	78,7
Альбит	Na(AlSi ₃ O ₈)	14,1
мускавит-2M1	(K,Na)(Al,Mg,Fe) ₂ (Si _{3.1} Al _{0.9})O ₁₀ (OH) ₂	2,5
карбонат кальция	CaMg(CO ₃) ₂	2,1
Арсенопирит	Fe(S _{0.72} As _{0.28}) ₂	1,2
Пирит	Fe _{0.987} S ₂	1,4
Кальций магния карбонат	CaMg(CO ₃) ₂	2,8
Образец 3		
кварц, син	SiO ₂	74,5
Альбит	Na(AlSi ₃ O ₈)	7,7
мускавит-2M1	CaMg(CO ₃) ₂	6,4
карбонат кальция	(K,Na)(Al,Mg,Fe) ₂ (Si _{3.1} Al _{0.9})O ₁₀ (OH) ₂	3,5
кварц, син	CaMg(CO ₃) ₂	2,4
Микроклин	(K ₉₅ Na ₀₅)AlSi ₃ O ₈	1,3
Арсенопирит	Fe(S _{0.72} As _{0.28}) ₂	2,3
Пирит	Fe _{0.987} S ₂	2
Образец 4		
кварц, син	SiO ₂	73,2
Альбит	Na(AlSi ₃ O ₈)	7,7
Доломит	CaMg(CO ₃) ₂	5,9
мускавит-2M1	(K,Na)(Al,Mg,Fe) ₂ (Si _{3.1} Al _{0.9})O ₁₀ (OH) ₂	5,5
Арсенопирит	Fe(S _{0.72} As _{0.28}) ₂	3,3
Микроклин	(K ₉₅ Na ₀₅)AlSi ₃ O ₈	2,0
Пирит	Fe _{0.987} S ₂	2,4

Как видно из таблицы 2.3, основными минераласоставляющими фазами являются кварц и альбит, 1 – 65,9; 13,8 %; 2 – 78,7; 14,1 %; 3

– 74,5; 7,7 % и 4 – 73,2; 7,7 % соответственно. Содержание пирита в пробах 2, 3, 4 незначительное и составляет 1,4; 1,4; 2,4 %. В образце №1 пирит не обнаружен, однако присутствует арсенопирит – 4,5 %. Также в незначительном количестве арсенопирит обнаружен в пробах 2 – 1,2 %; 3 – 2,3 % и 4 – 3,3 %.

По результатам рентгендифракционного анализа можно установить, что основной компонент в образцах – золото связано с кремний содержащими минералом, как кварц, и сульфидных минералах – пирит и арсенопирит, которые свою очередь являются золотоносными минералами.

2.2.2 Минералогические исследования

Месторождение Карьерное расположено на территории Актогайского района Карагандинской области в 100 км к востоку от г. Балхаш и связано с герцинской раннепермской складчатостью - Саякским тектогенезом. Оно принадлежит к перспективным генетическим типам тектоногенных рудно-метасоматических минерализованных зон золото-кварцево-сульфидной березит-лиственитовой формации.

Минерализованные зоны этого типа приурочены к системам глубинных разломов по границам крупных блоков литосферы. В пределах рудного поля месторождения развиты листвениты по ультрабазитовому меланжу ордовика (на юге), березитизированные песчано-алевролит-туффитовые породы фаменского яруса и нижнего карбона, углеродистые алевролиты, кварц-полевошпатовые песчаники, известняки. Породы подверглись метасоматическим изменениям: окварцеванию, серицитизации, карбонатизации, хлоритизации. Рудная минерализация представлена в основном пиритом, в меньшей степени арсенопиритом, блеклыми рудами, золотом, которое имеет промышленное значение.

2.3 Изучение сорбционной активности окисленной и первичной руды

В соответствии с техническим заданием, для изучения сорбционной активности исходной руды №1, №2, №3, №4 проведены тесты на крупности 80 % -0,071 мм. Согласно методике выполнен тест по агитации исходных материалов руд №1, №2, №3, №4 в цианидном растворе с известной концентрацией золота и минимальной концентрацией свободного цианида. По убыли концентрации металла в растворе оценивали поглощающую способность материалов. В ходе опыта была взята навеска исходных проб руд №1, №2, №3, №4 равная 200 г. Руда была помещена в колбу объемом 1000 мл, объем залитого модельного раствора в каждую из колб составлял 800 мл. Колбы были помещены в орбитальный шейкер модели BIOSAN OS-20

(рис. 91), со скоростью вращения 200 об/мин, время процесса перемешивания составило 4 часа. Раствор после фильтрации сдали на химический метод анализа. Процесс сушки влажных кеков вели в сушильном шкафу марки SNOL 58/350 при температуре 100 °С, время сушки 60 мин. Масса кеков №1 m = 199 г, №2 m = 198,9 г, №3 m = 198,7 г, №4 m = 197,9 г. Высушенные кеки были сданы на химический метод анализа.

Таблица 2.5 - Сорбционная активность исходных руд

Материал	Содержание золота в исходной навеске, г/т, г/л	Содержание золота в твердом после теста, г/т	Концентрация золота в исходном растворе мг/л	Концентрация золота в конечном растворе мг/л	Сорбционная активность руды, %	
					Первый вариант расчета	Второй вариант расчета
Исходная руда №1 обработанная богатым модельным раствором	0,62	1,7	12,87	0,23	98,2	2,09
Исходная руда №2 обработанная богатым модельным раствором	1,22	0,4		0,31	97,6	0
Исходная руда №3 обработанная богатым модельным раствором	0,82	1,9	12,87	0,53	95,9	2,09
Исходная руда №4 обработанная богатым модельным раствором	1,26	4,9		0,49	96,2	7,07

Результаты анализа продуктов интерпретировали с использованием с использованием следующей формулы:

$$A = ((C_{исх} - C_{кон})/C_{исх}) \cdot 100 \%, \quad (8)$$

где $C_{исх}$ – концентрация золота в исходном растворе, мг/л;

$C_{кон}$ – концентрация золота в конечном растворе, мг/л.

Результат расчета может быть проведен с использованием следующей формулы:

$$A = (m \cdot (\beta_{кон} - \beta_{исх})) / (V_p \cdot C_{исх}) \cdot 100 \%, \quad (9)$$

где $C_{исх}$ – концентрация золота в исходном растворе, мг/л;

m – масса навески, г;

$\beta_{кон}$ – содержание золота в твердом после теста, г/т;

$\beta_{исх}$ – содержание золота в исходной навеске, г/т;

V_p – объем раствора, мл.

Результаты исследований свидетельствуют о том, что исходные руды месторождения «Карьерное» крупностью 80 % -0,071 мм обладают сорбционной активностью по отношению к золоту в пределах 4 – 98,2 %.

2.3.1 Исследования влияния примесей на сорбцию золота

Для проведения экспериментов нами выбраны пробы, месторождения Долинное и Карьерное. Как видно из таблицы 2.6 основными примесями золота в руде являются железо, медь и цинк.

Таблица 2.6 – Состав проб месторождения Долинное и Карьерное

Проба	Au г/т	Ag г/т	Fe	S	Cu	Zn
Руда №1	1,4	0,14	1,95	0,46	0,006	0,005
Руда №2	1,6	1,05	4,45	0,5	0,004	0,0045

Разделение золота с применением сорбционной технологии содержащих ионов железа, цинка, меди и серебра является важной из основных вопросов золото извлекающего предприятия. Известно, что присутствие ионов железа понижает показатели технологических параметров из-за больших расходов при цианировании, что иногда приходится применять дополнительные процессы по селективному извлечению, например, осаждать его в виде гидроксидов, нерастворимых солей и т.д. и таким образом добиться повышения показателей цианирования. Вместе с ним присутствие в составе разных медьсодержащих минералов приводит к дополнительному расходу циничного раствора. Из-за того, что при цианировании образуется

нерастворимый и химически стойкий цианид меди высока вероятность загрязнения окружающей среды.

Слив гидроциклонов (хвосты гравитации) перед выщелачиванием проходит контрольное грохочение на виброгрохоте с размером ячейки 0,8x8,8 мм для удаления мусора. Подрешетный продукт сороудерживающего грохота собирается в зумпф питания выщелачивания, откуда насосами подаются на выщелачивание. На трубопроводе питания выщелачивания должен быть установлен автоматический пробоотборник.

Выщелачивание золота из хвостов гравитации осуществляется цианидом натрия в щелочной среде. Растворение золота протекает по химической реакции:



Золото переходит в раствор в виде комплексного цианидного аниона $\text{Au}(\text{CN})_2^-$.

Цианидные растворы, применяемые для выщелачивания золота, должны содержать свободную защитную щелочь, иначе возможен гидролиз цианида с образованием синильной кислоты:



Вследствие протекающего гидролиза цианидные растворы имеют щелочной характер даже в том случае, если свободную щелочь в раствор не вводят, но при этом повышается расход цианида на выщелачивание и увеличивается токсичность процесса за счет выделяющейся синильной кислоты - HCN . Синильная кислота летуча (температура кипения 25,7 °C) и легко удаляется из раствора. Доля цианида, который присутствует в растворе в виде HCN , зависит от pH раствора. При значении pH=10,5 в растворе присутствует около 6,1 % цианида в виде HCN . Доля синильной кислоты увеличивается до 17 % при pH=10,0; до 39 % при pH=9,5 и до 67 % при pH=9,0. При показателе pH равном 7, более 99 % цианида будет присутствовать в форме HCN . Поэтому в мировой практике в выщелачивающий раствор вводят защитную щелочь - NaOH или $\text{Ca}(\text{OH})_2$ тщательно контролируя при этом pH раствора и поддерживая его в пределах 10-11.

В реакции растворения золота кислород необходим для ее протекания. Динамика реакции выщелачивания зависит от объема ионов цианида и кислорода, растворенного в пульпе. Именно по этой причине кислород добавляют в чаны выщелачивания в виде сжатого воздуха. При некоторых операциях добавляется обогащенный кислород (с установки для получения кислорода) или перекись водорода, если руда содержит минералы, которые расходуют кислород, такие как железный колчедан.

После выщелачивания цианидные соединения золота, серебра и других основных металлов сорбируются активированным углем в процессе дальнейшего сорбционного выщелачивания.

В качестве сорбента рекомендуется использование активированного угля, изготовленного из скорлупы кокоса.

2.4 Процесс выщелачивания

Пульпа плотностью 41 % твердого и крупностью 80 % класса -0,063 мм подается в цепь выщелачивания. Цепь выщелачивания состоит из четырех чанов, объемом 2000 м³ каждый. Чаны установлены каскадом, пульпа продвигается из чана в чан самотеком. Имеется возможность обойти любой из чанов, если их нужно временно снять с линии для ремонта. Во все чаны подается воздух. Крепкий раствор цианида натрия (20 % в весовом соотношении с защитной щелочью) из кольцевой магистрали подается в первый чан, имеется возможность подать цианид, кроме первого, и во второй чан выщелачивания.

Таблица 2.7 – Параметры и режимы выщелачивания золота из хвостов гравитации

№ п/п	Наименование показателей	Показатели
1.	Производительность участка выщелачивания по питанию, т/ч твердого	320
2.	Плотность пульпы при выщелачивании, % твердого	40
3.	Продолжительность выщелачивания, ч	14,4
4.	Время пребывания пульпы в каждом чане, час	3,59
5.	Тип оборудования для выщелачивания	Танк выщелачивания с двухуровневой мешалкой. Объем каждого танка 2164 м ³ . Диаметр 13м, высота 16,3 м. Рабочий объем 2097 м ³
6.	Количество танков выщелачивания, штук	4
7.	Расход NaCN, кг/т	0,9
8.	Требуемый уровень растворенного кислорода, мг/л	9
9.	Требуемый объем воздуха, Нм ³ /ч	1431

Для измерения и регулирования уровней цианида и pH в чанах выщелачивания будет использоваться онлайн-анализатор ТАС 1000. Система ТАС 1000 измеряет концентрацию цианида в танке и в соответствии с этим регулирует дозирование цианида. В зоне выщелачивания должен быть установлен детектор газа, который, в случае обнаружения газа цианистого водорода в зоне, включает визуальную и звуковую сигнализацию. Детектор также посылает сигнал на остановку насоса для дозировки цианида. На участке выщелачивания необходимо предусмотреть дренажный зумпф с насосом для сбора и возврата в процесс всех проливов.

2.4.1 Процесс сорбции Pumpcell

Цепь сорбции СР состоит из шести рабочих адсорберов, каждый из которых имеет полезный объем 162 м³. Растворенное золото в виде цианидного комплексного аниона Au(CN)₂⁻ сорбируется активированным углем в резервуарах процесса «уголь-в-пульпе» (СР). Цикл процесса «уголь-в-пульпе» происходит на установке Pumpcell Plant, которая является эксклюзивной разработкой компании Kemix (компания-поставщика). В каждом резервуаре есть механизм для перемешивания пульпы и передачи пульпы MPS 1000 (P) с размером ячейки 0,63 мм.

В установке Pumpcell любой резервуар может быть первым или последним. Ее конфигурация – карусельного типа, таким образом, любой резервуар может быть первым резервуаром, из которого насыщенный уголь извлекается для элюирования. Уголь содержится внутри каждого контактного резервуара, который вращается таким образом, что отверстие для подачи и выходное отверстие периодически меняются местами. Из-за уменьшенного размера резервуаров Pumpcell внутри резервуарный грохот, насос для угля и мешалка пульпы встроены в один механизм только с одним первичным приводом.

Чтобы компенсировать сокращенное время контакта с углем, его концентрация в каждом резервуаре увеличена. Так как интенсивность сорбции золота углем зависит от внешней площади контакта с углем, увеличенная концентрация угля увеличит интенсивность сорбции.

Всего установлено шесть резервуаров Pumpcell. Общий объем составляет 972 м³, время сорбции или контакта составляет около 15 минут на каждой стадии. Каждый резервуар содержит ~8 тонн активированного угля. Пульпа, выходящая с установки Pumpcell, характеризуется содержанием золота в растворе не выше 0,01 мг/л.

Хвостовая пульпа процесса (СР) из адсорбера под действием силы тяжести стекает на контрольный грохот. Надрешетный продукт (проскоки угля) собирается в бигбег и возвращается в процесс СР. Подрешетный продукт (хвосты СР) насосами откачивается на сгущение.

Насыщенный уголь из резервуаров Pumpcell (вместе с пульпой) насосом подается на грохот насыщенного угля. Подрешетный продукт (пульпа) возвращается в резервуар Pumpcell. Надрешетный продукт (насыщенный уголь) собирается в чане насыщенного угля и оттуда насосом перекачивается в цикл элюирования золота с насыщенного угля. Когда насыщенный уголь извлекается, его заменяют регенерированным углем после термической регенерации угля.

Таблица 2.8 – Параметры и режимы процесса СІР (Pumpcell)

№ п/п	Наименование показателей	Показатели
1.	Производительность участка сорбции по питанию, т/ч	320
2.	Плотность пульпы при сорбции, % твердого	38
3.	Тип сорбционного оборудования	Pumpcell Plant, производитель Kemix. Диаметр 5,25 м. Высота 8,36 м.
4.	Объем каждого сорбционного танка, м ³	162
5.	Количество сорбционных танков (стадий сорбции), штук	6
6.	Применяемый сорбент	Активированный уголь, размером 6х12 меш.
7.	Содержание угля в каждом танке, г/л	49-50
8.	Количество угля: - в каждом танке, т; - всего в танках, т	8,0 48
9.	Время контакта пульпы с углем в каждом танке, мин	15,7
10.	Насыщенный уголь, т/сутки	4
11	Контрольный грохот хвостов	Vipro 1830mm x 4880mm
11.1	Размер ячейки грохота для отделения угля, мм	0,63 x 9,8mm
11.2	Производительность грохота, м ³ /м ² /ч	55
12	Грохот для насыщенного угля	Vipro 1220mm x 3660mm
12.1	Размер ячейки грохота, мм	0,63 x 8,8mm
13	Тип пробоотборника хвосты сорбции	Multotec 450NB-ТЮ- 20-2/20

2.4.2 Элюирование золота и регенерация угля

Элюирование золота с насыщенного золотосодержащего угля, полученного в процессе СІР, будет осуществляться по методу Zadra, основное отличие которого от метода AARL заключается в том, что в процессе Zadra получаемый золотосодержащий элюат при выходе из колонны элюирования направляется в электролизер и оттуда возвращается вновь в колонну элюирования. Процесс продолжается до полного снятия золота с насыщенного угля и электролитического извлечения золота из элюата. Модифицированный процесс Zadra осуществляется при повышенной температуре (140 °С) и давлении (350 кПа).

Полный цикл переработки угля включает:

- предварительную кислотную обработку угля;
- элюирование золота с угля с одновременным электролитическим извлечением золота из элюатов; -сушку и плавку катодного осадка;
- регенерацию обеззолоченного угля.

Предварительная кислотная обработка угля проводится для удаления из угля карбонатов кальция и магния, поглощенных углем из жидкой фазы пульпы при сорбции. Обработка ведется раствором соляной кислоты.

Таблица 2.9 – Параметры и режимы кислотной обработки и водной промывки

№№ п/п	Наименование показателей	Показатели
1	Количество угля, поступающего на кислотную обработку, т	4
2	Объем конуса для кислотной промывки, м ³	12, футерован кислотостойким пластиком
3	Объем чана для разбавленной соляной кислоты, м ³	15
4	Концентрация соляной кислоты на промывку, %	3
5	рН раствора в конце кислотной обработки, единиц	2,0
6	рН промывной воды в конце промывки, единиц	6,7-7,0
7	Скорость потока кислотной промывки, уд.об./час; м ³ /час	2; 17,8
8	Время циркуляции кислоты, час	1
9	Добавка кислоты 32 %-ной на партию, л	1223

Насыщенный уголь массой 4 т с установки Pumpcell, с грохота для сепарации насыщенного угля и пульпы, поступает в конус для кислотной обработки, емкость которой составляет 12 м³. Раствор соляной кислоты готовится в чане, объемом 15 м³. Из чана кислота насосом подается в конус через встроенные фильтры и циркулирует в течение одного часа (конус-чан) для удаления карбонатов и открытия пор угля перед элюированием. Исходная концентрация кислоты – 3 % в весовом соотношении, требуемый показатель рН в конце обработки не более 2. По окончании цикла промывки кислота отмывается с угля водой. Отработанная кислота и промывная вода должна нейтрализоваться, и после этого направляться в зумпф хостов.

После завершения цикла кислотной обработки и водной промывки насыщенный уголь отправляется из колонны кислотной обработки в колонну элюирования.

Полы участка кислотной обработки должны быть выполнены в кислотостойком исполнении, иметь уклон и зумпф с насосом для сбора проливов. Участок кислотной промывки угля должен быть оборудован вытяжной вентиляцией с очисткой газов в скруббере. На участке необходимо установить детектор паров синильной кислоты, подающий звуковой и световой сигналы при превышении уровня паров в воздухе рабочей зоны.

2.4.4 Цикл элюирования

Отдельно стоящая колонна элюирования сделана из нержавеющей стали и имеет вместимость 4 тонны угля, объем колонны 11 м³. Диаметр колонны 1,4 м, общая высота колонны 6,96 м, соотношении высоты к колонне 4,97. Колонна также оборудована встроенными фильтрами. Колонна для элюирования оснащена датчиками давления и температуры, а также клапаном сброса давления.

За сутки проводится 1 цикл элюирования. Раствор 3 % каустика и 0,5 % NaCN готовится в чане для элюента, объемом 15 м³. Отмеренный объем растворов каустика и цианида добавляется в чан, туда же добавляется вода.

Приготовленный элюент подается насосом в колонну элюирования со скоростью 2,5 уд.объема в час (22,22 м³/час). Перед поступлением в колонну элюент проходит через теплообменник, нагреваясь до 140 °С. Нагретый раствор проходит через уголь, выходит из колонны и направляется на электролизер для извлечения из него золота. Обеззолоченный раствор вновь возвращается в колонну. Рециркуляция раствора колонна/электролизер осуществляется до полного снятия золота с угля, остаточное содержание золота в элюированном угле не должно превышать 50 г/т.

После цикла элюирования уголь охлаждается. Обеззолоченный уголь выгружается из колонны и направляется на участок регенерации.

В полу участка элюирования необходим зумпф с насосом для сбора проливов, которые, при наличии в них золота, направляются в чаны выщелачивания, при отсутствии золота, в хвостовой грохот.

На участке необходима установка детектора паров синильной кислоты, подающего звуковой и световой сигналы при превышении уровня паров в воздухе рабочей зоны.

Таблица 2.10 – Параметры и режимы элюирования

№№ п/п	Наименование показателей	Показатели
1	Метод элюирования	Zadra
2	Количество насыщенного угля каждой партии, т	4
3	Объемная масса угля, т/м ³	0,45
4	Объем угля в колонне, м ³	8,9
5	Объем колонны, м ³	11; нержавеющая спец. сталь
6	Размеры колонны, м: диаметр высота	1,4 6,96
7	Состав элюента: NaCN,% NaOH,%	0,5 3
8	Резервуар с мешалкой для элюента, м ³	15
9	Температура процесса, °С	140
10	Избыточное давление, кРа	350
11	Поток элюента: уд. объемов/ч м ³ /ч	2,5 22,22
12	Продолжительность всего процесса, час, в т.ч. заполнение колонны углем разогрев содержимого колонны до требуемой температуры	19,3 0,5 2,0
	элюирование/электролиз охлаждение угля в колонне разгрузка угля из колонны	14,0 2,0 0,75
13	Расход NaCN, кг/цикл	96,7
14	Расход NaOH, кг/цикл	170,0
15	Содержание золота в угле после элюирования, г/т	50

2.5 Исследование влияния примесей на сорбцию золота

Процесс сорбции широко применяется в мире для извлечения золота с использованием в основном анионообменных смол. Однако зарубежной практике применяют и жидкостную экстракцию.

Для проведения исследований по влиянию примесей металлов на сорбцию золота эксперименты по сорбции и десорбции проводились в статических и динамических условиях.

2.5.1 Выбор ионита для селективного извлечения золота

В наших исследованиях основным ионитом для процесса сорбции выбран ионит GoldSorb 4500. GoldSorb 4500 – это гранулированный активированный уголь средней активности, получаемый из тщательно отобранного древесного угля. Изготовлен из скорлупы кокосового ореха, в результате процесса паровой активации. Он идеально подходит для восстановления драгоценных металлов во всех формах соединений, обеспечивая хорошие показатели адсорбции и элюирования. GoldSorb 4500 обладает максимальной твердостью продукта, в результате чего он характеризуется сильным сопротивлением износу, что приводит к низким потерям золота в цикле. Более того, во время регенерации GoldSorb 4500 производит меньше мелких частиц, требующих удаления, и обеспечивает минимальные требования к дополнительному углю из запасов.

Для проведения сравнительных экспериментов мы выбрали ионит КАУСОРБ 223 и GoldSorb 4500.

Таблица 2.11 - Характеристики угля активного на кокосовой основе

Наименование показателя	Ионит GoldSorb 4500	Ионит КАУСОРБ-223
Внешний вид	неправильной формы, темно-серого или черного цвета без включений	неправильной формы, темно-серого или черного цвета без включений
Размер гранул, мм:		
> 3,6	Не более 55,0%	Не более 55,0%
1,5 — 3,6	Не менее 44,0%	Не менее 44,0%
0,5 — 1,5	1	1
Адсорбционная активность по йоду, мг/г, не менее	1250	1200
Массовая доля золы, %	4	Не более 5,0
Массовая доля влаги, %	5,0	5,0
Прочность на истирание, %, не менее	95	90

Процесс сорбции золота и примесей проводились из продуктивных растворов содержащих примесей серебра, меди, железа и цинка.

Таблица 2.12 – Зависимость насыщения ионита от продолжительности сорбции при различных температурах

t, °C	Уголь	Насыщение угля, мг/г								
		Время контакта, ч								
		8	16	24	32	40	48	56	64	72
25	КАУСОРБ 223	0,25	0,3	0,36	0,5	0,65	0,75	0,87	1,1	1,3
	GoldSorb 4500	0,35	0,55	0,66	0,81	0,94	1,2	1,35	1,4	1,4
35	КАУСОРБ 223	0,33	0,44	0,59	0,71	0,84	1,03	1,15	1,26	1,3
	GoldSorb 4500	0,45	0,76	0,15	1,46	1,62	1,73	1,8	1,8	1,8
45	КАУСОРБ 223	0,45	0,6	0,78	0,92	1,18	1,35	1,6	1,78	1,9
	GoldSorb 4500	0,66	0,78	0,84	1,2	1,52	1,65	1,77	1,85	1,85

Полученные данные по исследованию насыщения ионитов золотом графически приведены ниже на рис. 2.1, 2.2 и 2.3.

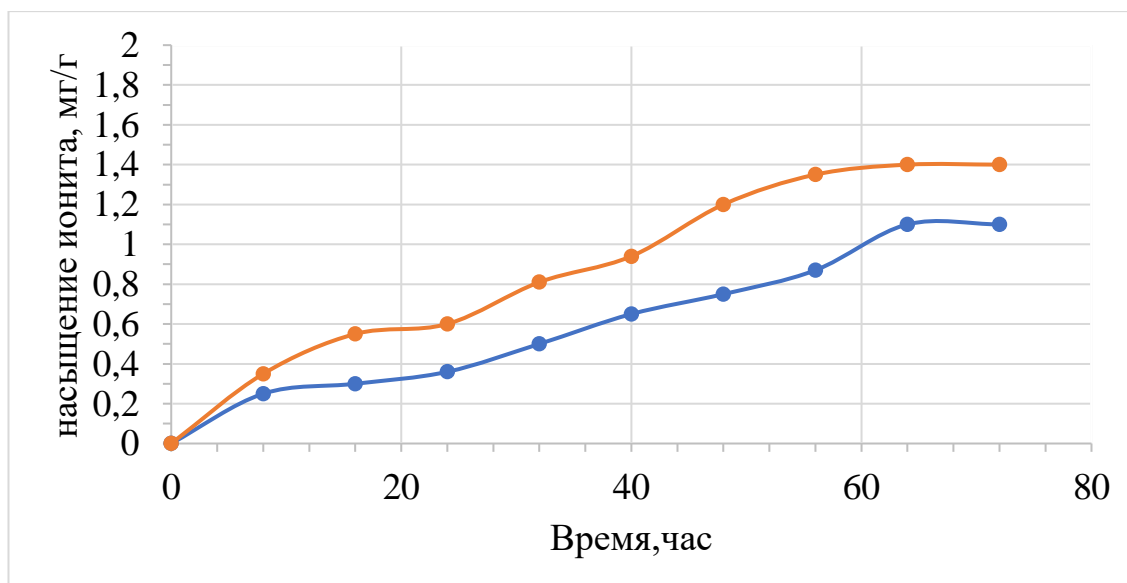


Рисунок 2.1 – Зависимость насыщения ионита от продолжительности сорбции при 25°C

Как показывают результаты проведенные сорбции при 25 °C, насыщение золотом обоих ионитов почти одинаковые, однако, насыщение ионита во всех

промежутках времени больше на 0,1-0,3. Максимальное насыщение ионита при 72 часов составила для GoldSorb 4500

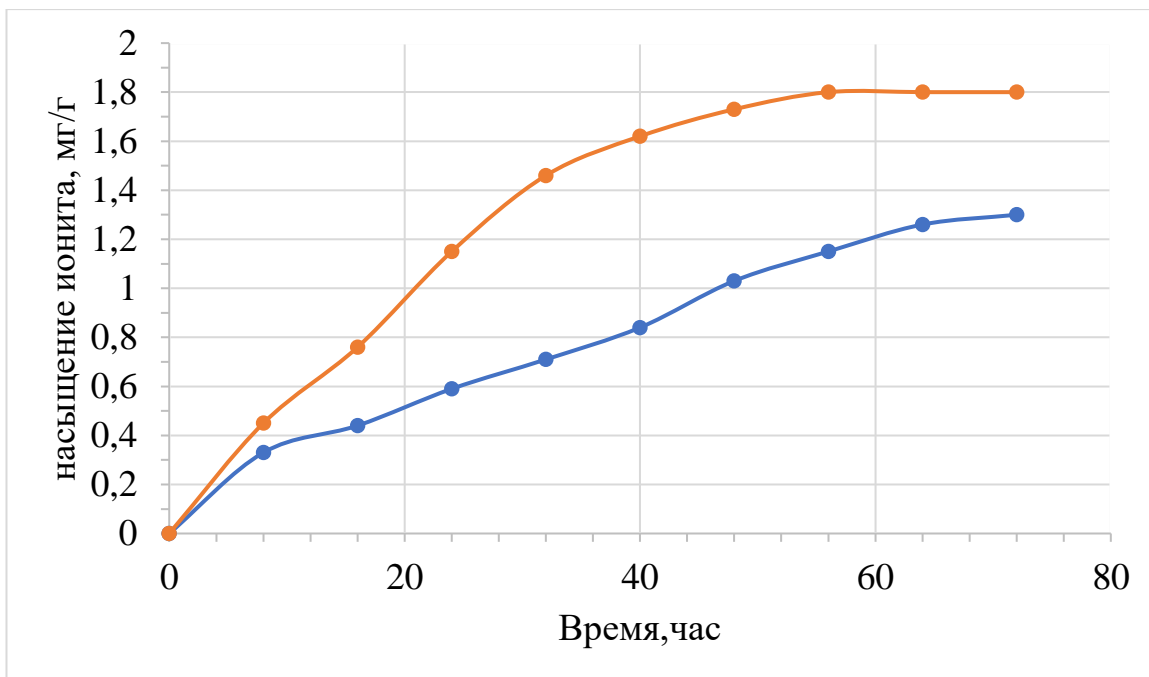


Рисунок 2.2 – Зависимость насыщения ионита от продолжительности сорбции при 35 °C

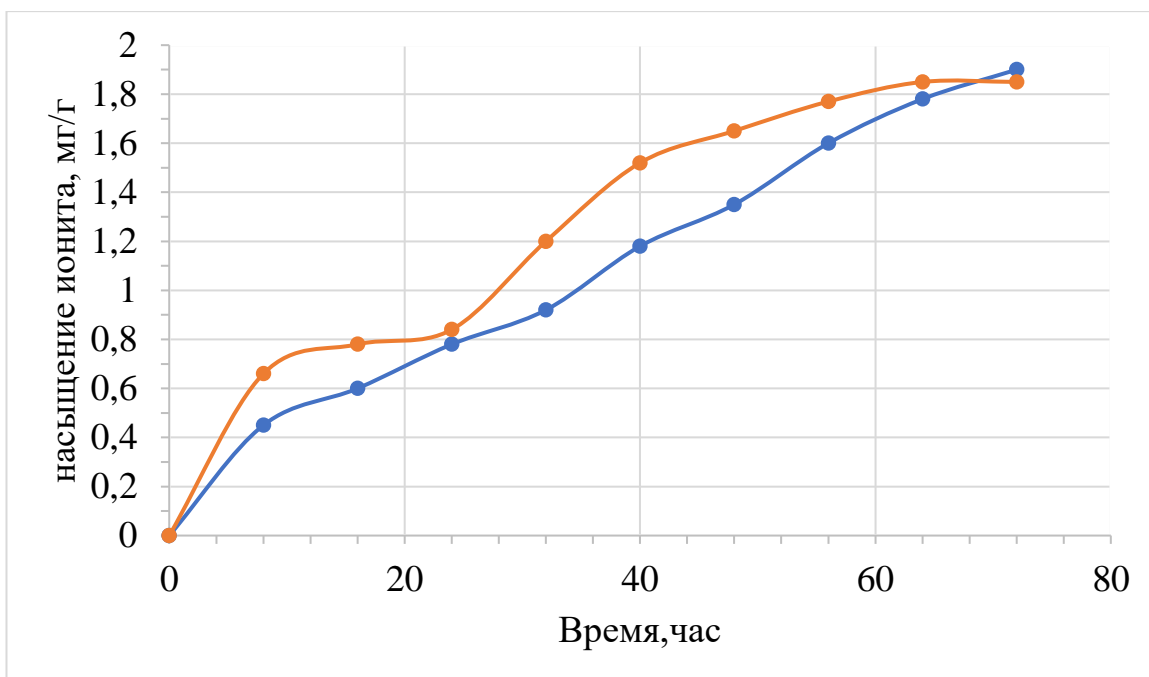
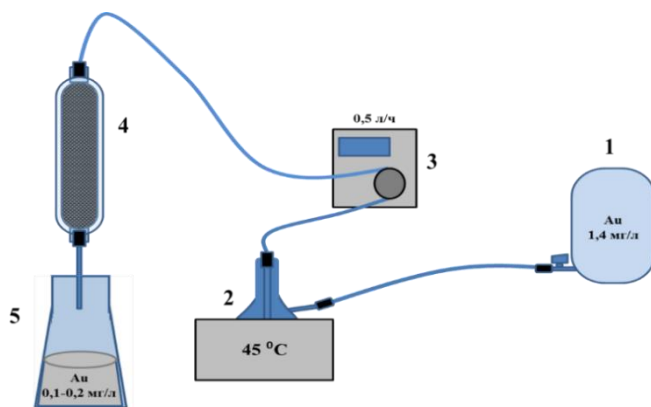


Рисунок 2.3 – Зависимость насыщения ионита от продолжительности сорбции при 45 °C

Таким образом для проведения лабораторных и опытных экспериментов, в качестве сорбента был выбран активированный уголь

GoldSorb 4500. Проведение сорбции предусматривалось на полученном ранее продуктивном растворе объемом 122 л с концентрацией золота 1,4 мг/л. Исходя из параметров данного раствора, общая масса растворенного в нем золота составляла 170,8 мг. Емкость угля GoldSorb 4500 по золоту может достигать в среднем показателей 2,5 г/кг, однако учитывая наличие металлов примесей, а также тот факт, что при дальнейшем насыщении угля его сорбционные свойства снижаются, было решено производить насыщение угля до показателей не более 2 г/кг. В сорбционную колонну было помещено 100 г активированного угля. При данном количестве, прогнозируемое насыщение угля ожидалось не более 1,7 г/кг. Подача продуктивного раствора осуществлялась перистальтическим насосом, со скоростью 0,5 л /ч. Подогрев продуктивного раствора до температуры 45 °С осуществлялся при помощи водяной бани. Растворы, пропущенные через сорбционную колонну, систематически анализировались на содержание остаточного золота, концентрация которого находилась в диапазоне 0,1-0,2 мг/л. Аппаратурное оформление процесса сорбции показано на схеме рисунка 2.9.

Сорбционное насыщение угля производилось в течение 25 дней. Остаточная концентрация в итоговом растворе после сорбции составила 0,13 мг/л. Расчет баланса показал, что на 100 г активированного угля было сорбировано 155 мг золота, что в свою очередь давало показатель насыщения равный 1,55 г/кг. Эффективность сорбции золота из продуктивного раствора на уголь составила 90,75 %. Баланс процесса сорбции приведен в таблице 26.



1 – бак подачи продуктивного раствора; 2 – водяная баня;
3 – перистальтический насос; 4 – сорбционная колонна с углем; 5 – емкость приема раствора после сорбции.

Рисунок 2.4 – Схема лабораторной установки для сорбции

После завершения процесса сорбции, насыщенный активированный уголь подвергали промывке и кислотной обработке с целью удаления примесей.

Таблица 2.13 - Результаты сорбции золотосодержащего раствора

Продуктивный раствор			Раствор после сорбции			Насыщенный уголь			% сорбции золота из раствора
Объем, Л	Au мг/л	Масса Au, мг	Объем, л	Au мг/л	Масса Au, мг	Масса, кг	Au, г/кг	Масса Au, мг	
122	1,4	170,8	122	0,13	15,8	0,1	1,55	155	90,75

2.5.2 Модели изотерм сорбции

Нами для проведения экспериментальных работ предварительно рассмотрены вопросы по описанию равновесия ионного обмена на разных ионитах, который является частью одной из задач для исследования равновесия протекающих ионообменных реакций.

В целом, характеристика и ее описание равновесия ионного обмена это вывод уравнения изотермы ионообменной реакции между ионитом и ионами металлов, а также определение константы ионного обмена, другими словами коэффициента селективности.

Изотерма ионного обмена – это получение характеристики для описания состояния ионообменного равновесия при $T_{\text{пост}}$. По изотерме можно связывать количество ионов металлов в каждой из фаз.

По изотерме экспериментально устанавливаемого ионного обмена можно оценить о важной характеристике ионита, т.е. о селективности ионита к определенному типу иона.

В статических условиях для построения изотермы можно использовать разные методы, в том числе метод переменных концентраций, метод переменных объемов.

Как известно, для количественного описания равновесия сорбции между ионитом и ионом металла можно применить разные модели (см. ниже)

S_R - количество сорбированного иона металла на единицу массы катионита в состоянии равновесия;

S - максимальная емкость ионита, ммоль/г,

C_S - равновесная концентрация ионов в растворе, моль/л,

a_R, a_{LF} - константы изотермы Редлиха - Петерсона и Ленгмюра - Фрейндлиха;

n - константа изотермы Фрейндлиха, показывающая интенсивность сорбции;

B - константа изотермы Редлиха - Петерсона, значение которой должно лежать в интервале;

$0 < b < 1$, K_L , K_F , K_R и K_{LF} - константы изотермы Ленгмюра, Фрейндлиха, Редлиха - Петерсона и Ленгмюра - Фрейндлиха.

В основном изотермы определяются по модели изотермы Ленгмюра и она основана на том, что принято допускать, что на поверхности ионита образуется мономолекулярный сорбционный слой сорбируемого металла, а активные места ионита должны и обладают взаимноравными значениями энергией, а также энтальпией сорбции [2].

Для описания процесса сорбции на гетерогенной поверхности ионита принято использовать модель Фрейндлиха. на гетерогенной поверхности ионита заполнение или сорбция происходит в первую очередь в местах с минимальными значениями энергии. При таком течении процесса сорбция характеризуется с изменением энергии.

Можно объединить в уравнения изотерм Ленгмюра - Фрейндлиха и Редлиха – Петерсона особенностей двух вышесказанных моделей - Ленгмюра и Фрейндлиха.

Таблица 2.14 – Методы для определения изотерм

Уравнения для расчета	Название метода	
$C_R = \frac{S \cdot C_S \cdot K_L}{1 + K_L \cdot C_S}$ $\frac{1}{C_R} = \frac{1}{S} + \frac{1}{K_L \cdot S \cdot C_S}$	По методу Ленгмюра	(11) (12)
$C_R = K_F \cdot C_S^{1/n}$ $\ln C_R = \ln K_F + \frac{1}{n} \ln C_S$	По методу Фрейндлиха	(13) (14)
$C_R = \frac{K_R \cdot C_S}{1 + a_R \cdot C_S^\beta}$ $\ln \left(K_R \cdot \frac{C_S}{C_R} - 1 \right) = \ln a_R + \beta \ln C_S$	По методу Редлих – Петерсона	(15) (16)
$C_R = \frac{K_{LF} \cdot S \cdot C_S^{1/n}}{1 + a_{LF} \cdot C_S^{1/n}}$ $\ln \left(\frac{1}{C_R} - \frac{a_{LF}}{K_{LF} \cdot S} \right) = -\ln K_{LF} - \frac{1}{n} \ln C_S$	По методу Ленгмюр – Фрейндлиха	(17) (18)

Нами были проведены экспериментальные работы по исследованию влияния примесей металлов эксперименты проводились с синтетическими растворами с ионитами GoldSorb 4500 и КАУСОРБ 223. Процесс сорбции проводилась в статическом и динамическом режимах.

Опыты в статических условиях проводились в агитационных условиях. Исходными растворами для проведения исследований нами был приготовлен синтетический раствор состава, % мг/л: золото – 1,60; серебро – 0,50; медь – 1,0; железо – 1,0; рН 10,00. Эксперименты проводились в условиях: масса ионита – 1 г; объем продуктивного раствора – 50 мл. После прохождения определенного времени иониты отделяли от водного раствора и заливали порцией следующей партии многокомпонентного раствора.

Насыщение сорбентов проводили в течение 6 циклов. Концентрация ионов металлов в растворах после каждой стадии сорбции определялись титриметрическими и атомно-абсорбционным спектрометрическим анализами. Результаты исследований приведены ниже на рисунке 2.5.

Сорбцию металлов разной валентности (I, II и III) на ионите можно описать следующими реакциями:

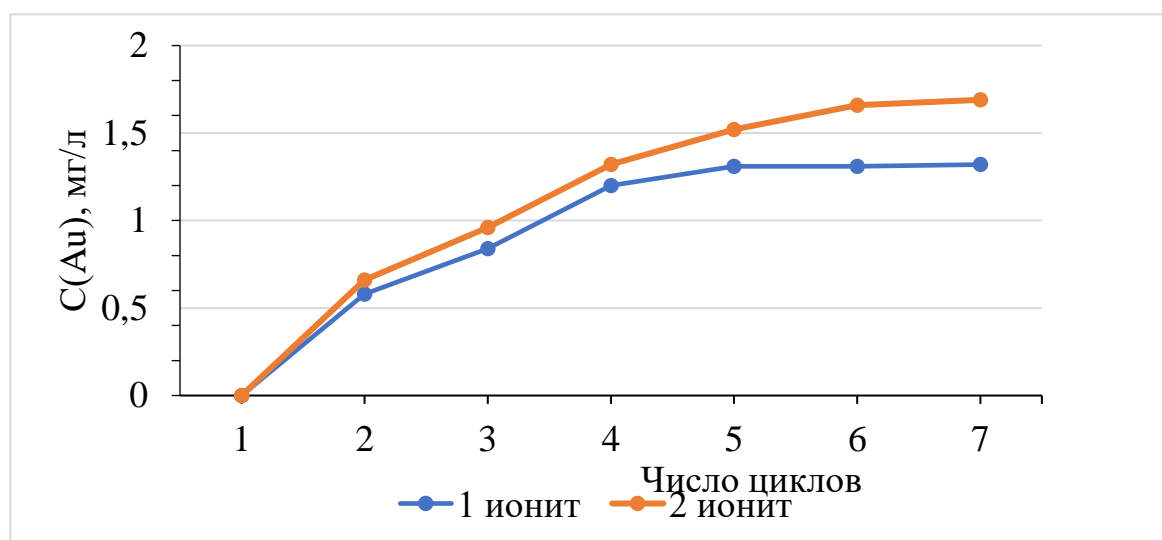
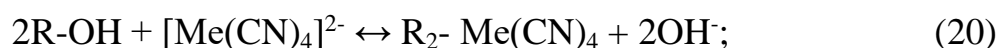


Рисунок 2.5 – Зависимость концентрации металла в растворе от цикла сорбции (для золота)

Ниже на рисунке 2.5 приведены результаты сорбции металлов (золота) на ионитах GoldSorb 4500 и КАУСОРБ 223.

Полученные результаты по сорбции показывает, что степень сорбции золота ионитом GoldSorb 4500 выше, чем ионитом КАУСОРБ 223. После

6 циклов сорбции концентрация золота в растворе при использовании ионита GoldSorb 4500 выше и составляет 1,6 мг/л. При использовании ионита КАУСОРБ 223 – 1,4 мг/л. Это указывает на более высокие сорбционные характеристики ионита GoldSorb 4500.

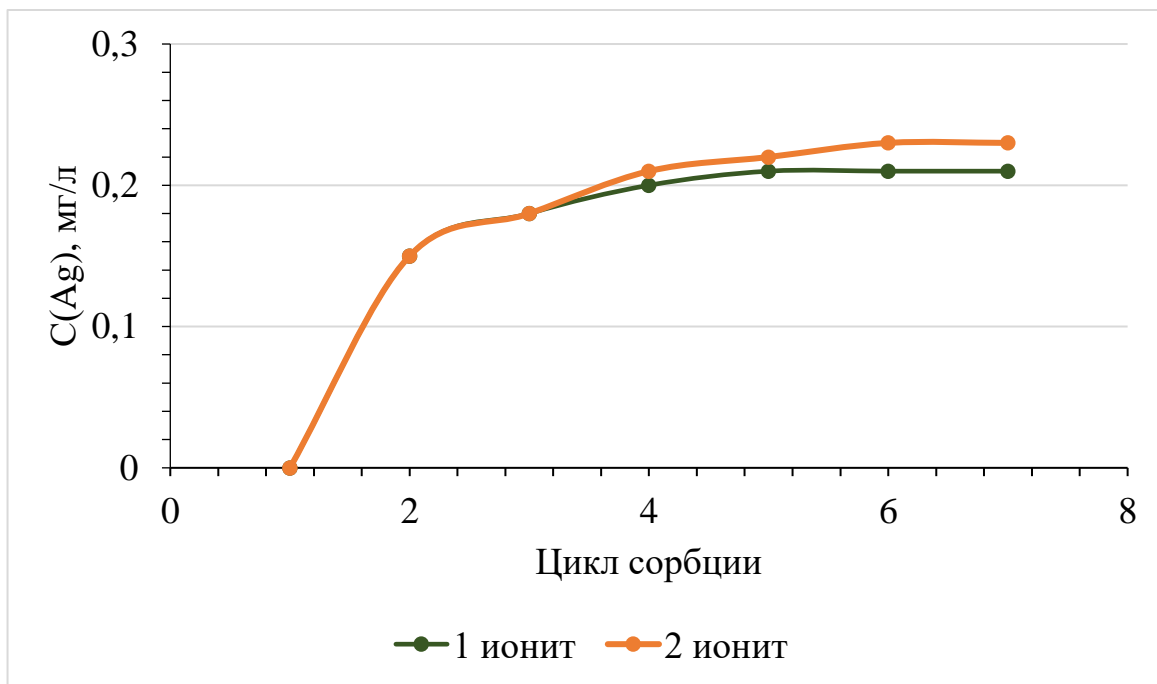


Рисунок 2.6 – Зависимость концентрации серебра в растворе от цикла сорбции

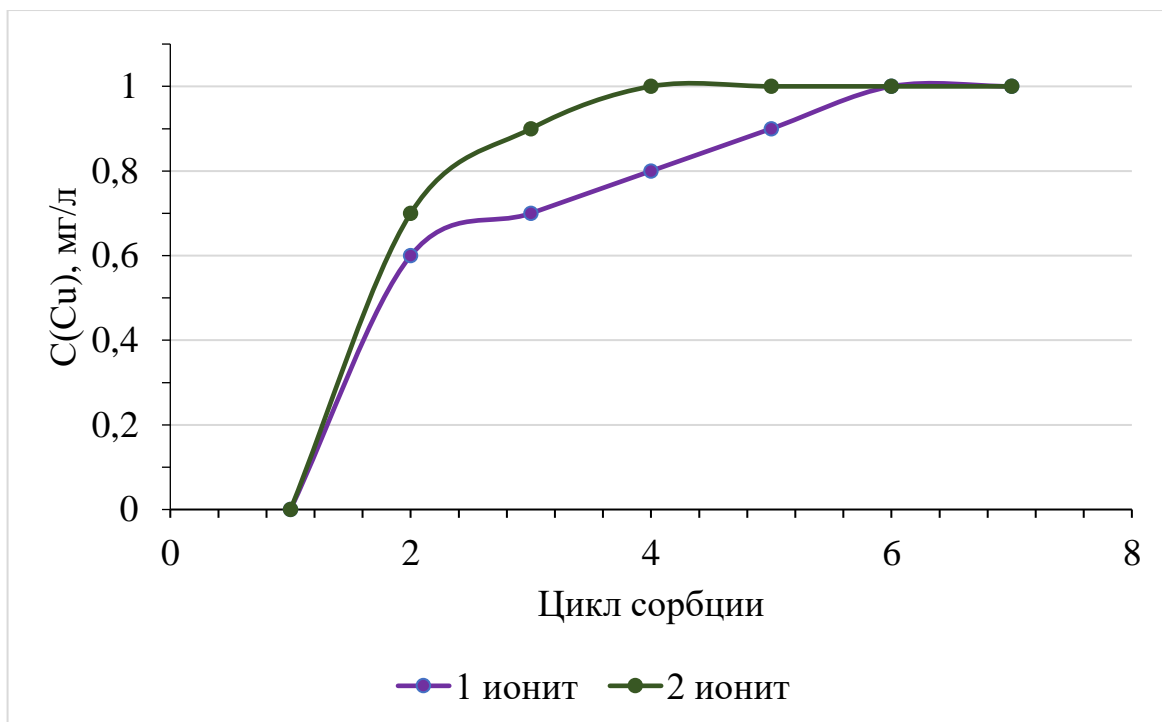


Рисунок 2.7 – Зависимость концентрации меди в растворе от цикла сорбции

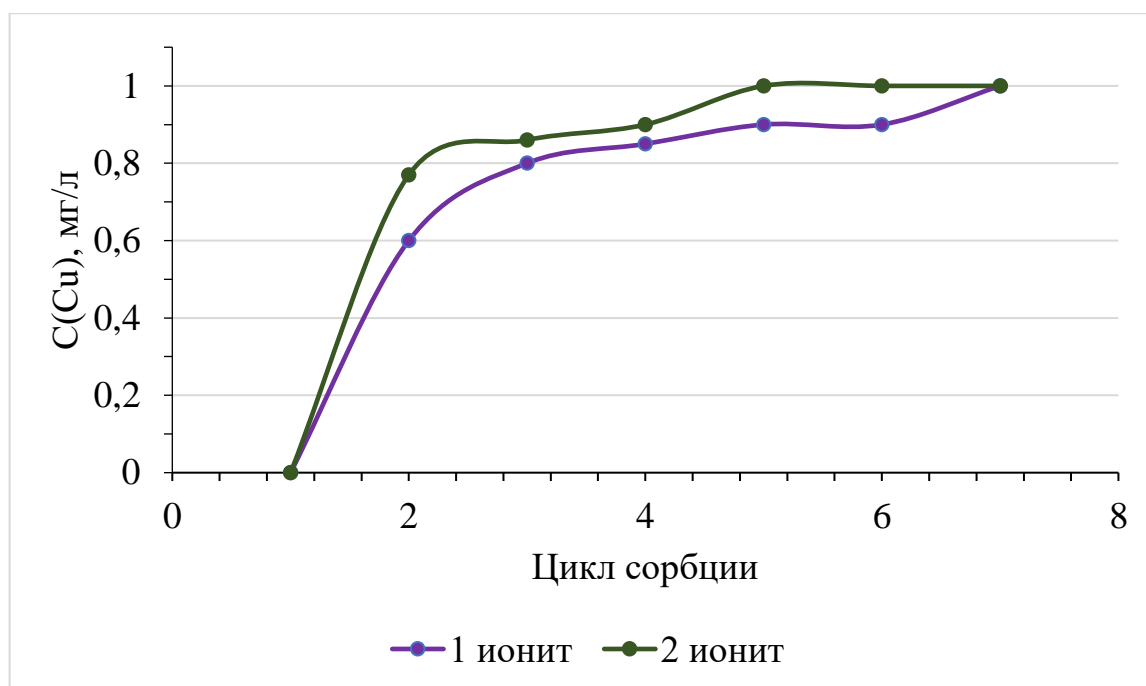


Рисунок 2.8 – Зависимость концентрации железа в растворе от цикла сорбции

Как показали результаты наших исследований с синтетическими растворами три ионита хорошо сорбируют примеси металлов – серебра, меди и железа. Однако, их сорбция идет достаточно эффективно в первоначальных стадиях. В последующие стадии наблюдается их вытеснение и замещение ионами основного металла – ионами золота. Из всех примесей плохо сорбируется ионы серебра. Это указывает на высокую селективность к ионам золота выбранных ионитов.

2.5.3 Эксперименты по сорбции в динамическом режиме в лабораторных условиях

Динамический режим сорбции проводился в условиях для изучения процессов сорбции в динамических условиях использовались сорбционные колонки из оргстекла высотой 160 мм и диаметром 40 мм, в нее поместили иониты предварительно их замачивая и переводя в нужную форму.

Для сорбции процесс проводили пропуская раствор снизу вверх с помощью специального насоса через исследуемый слой смолы в подготовленной колонне. Скорость пропускания металлосодержащих растворов составляла 100-120 мл/ч, это соответствует значению удельной нагрузки (УН) - 2-2,4 ч⁻¹.

Экспериментальные работы по проведению процесса в статических условиях нами использовались специальные лабораторные емкости объемом 0,2 дм³. Соотношение твердой к жидкой составляла от 1:3 до 1:5.

Продолжительность каждой сорбции в статике составляла 1 час. Содержание металлов в каждом опыте определялось отбором проб жидкого водного раствора. Проба на анализ отбиралась после установленной продолжительности.

Статическая обменная емкость рассчитывалась по формуле приведенной ниже

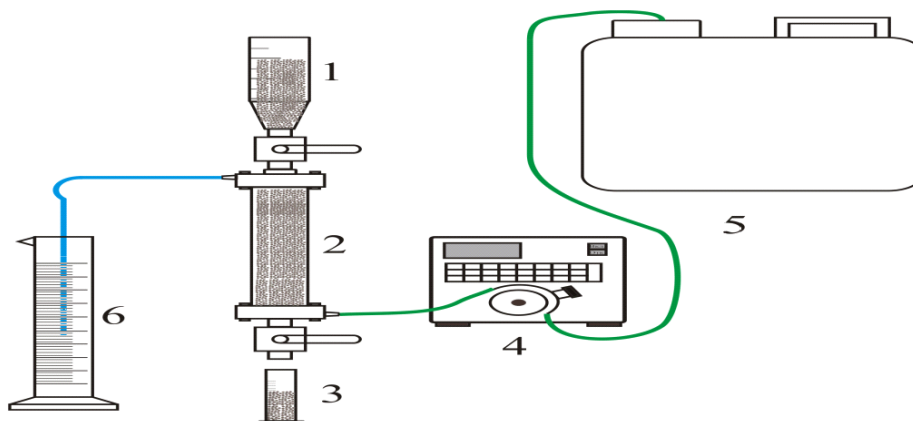
$$\text{СОЕ} = \frac{C_0 - C_p}{C_0} * \frac{V}{m}, \quad (22)$$

где C_0 и C_p – исходная и равновесная концентрации металла в растворах, мг/дм³ или ммоль/дм³;

V – объем раствора, дм³;

m – масса ионита, г.

Динамический режим сорбции металлов из растворов проводился в установке приведенной ниже на рис. 2.9



1 – бункер для сорбента; 2 – колонна сорбционная; 3 – емкость для ионита; 4 – насос; 5 - емкость для раствора; 6 – мерный цилиндр;

Рисунок 2.9 – Установка для проведения сорбции металлов из растворов в динамическом режиме

Эксперименты проводились с использованием цианидных растворов, полученных при выщелачивании из образцов, состава, мг/л: золото – 1,55; серебро – 0,15 медь – 0,32; железо – 1,00.

Общая продолжительность сорбции составляла 24 часа. Содержание металлов определялись химическими и физико-химическими методами анализа. Процесс сорбции остановлены после насыщения ионитов по металлу, содержащихся в растворе

Полученные экспериментальные данные приведены в таблице 2.13

Полученные экспериментальные данные по сорбции золота, серебра, меди и железа из сложных цианидных растворов выщелачивания

подтверждают повышенную селективность по золоту смолы ионита Gold Sorb 4500.

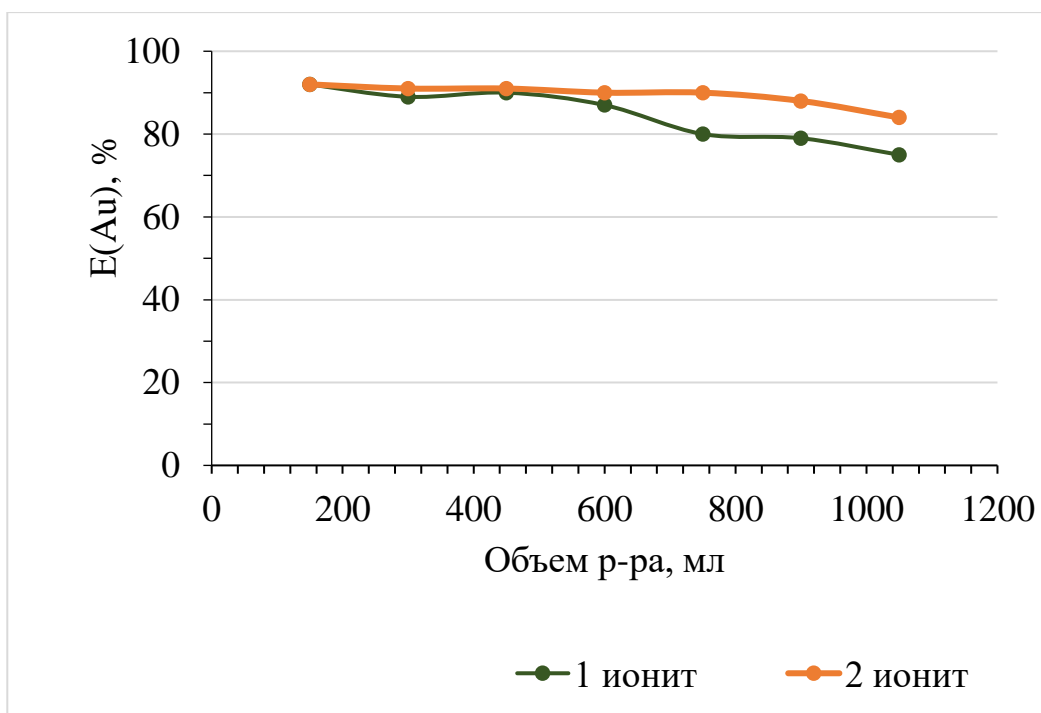


Рисунок 2.10 – Емкость по меди смол в зависимости от удельных объемов пропущенных растворов

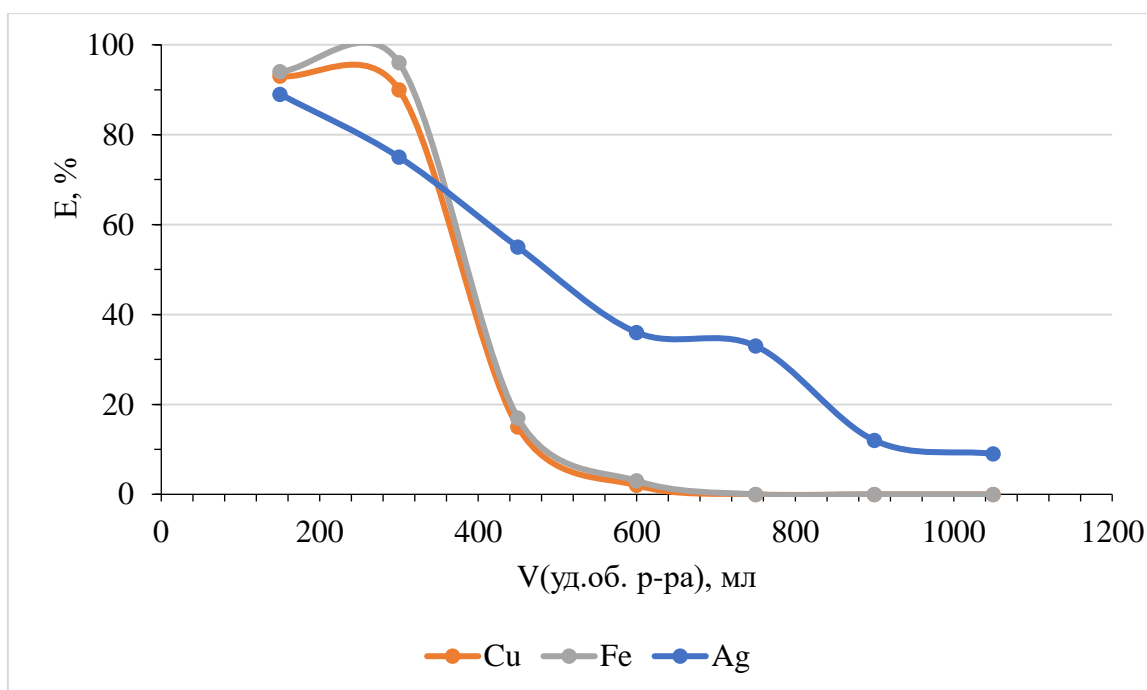


Рисунок 2.11 – Зависимость степени извлечения металлов примесей от удельных объемов пропущенного цианистого раствора

Результаты полученные по исследованию сорбции примесей металлов на ионитах показывают, что наиболее высокие сорбционные показатели по отношению к золоту имеет смола Gold Sorb 4500.

Ионит GoldSorb 4500 является достаточно эффективным ионитом по отношению к ионам золота, и имеет относительно низкие сорбционные характеристики при извлечении серебра, меди и железа, явно прослеживается высокая селективность по отношению к золоту.

Таким образом, используя изученные ионообменные смолы можно селективно извлекать из сложного раствора, полученного выщелачиванием золотосодержащих руд золото, основной примесью золота является серебро.

Далее была поставлена задача по определению влияния цианидных комплексов металлов на извлечение золота ионитом Gold Sorb 4500.

Эксперименты по изучению влияния серебра, железа и меди на сорбцию золота проводились с растворами примесей 0, 5, 10, 20, 30 и 40 мг/л.

Результаты исследований показали, что ионы серебра понижают емкость ионита, с увеличением его концентрации от 5 до 40 мг/л емкость ионита понижается почти в два раза (рисунок 2.12).

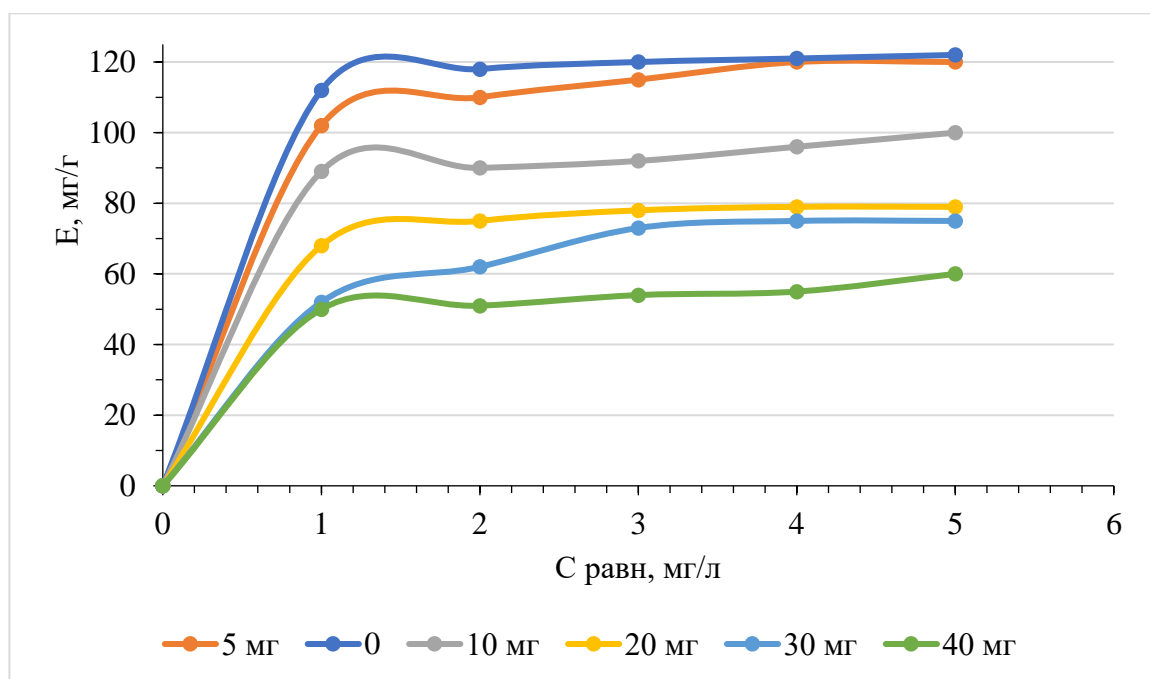


Рисунок 2.12 – Зависимость емкости ионита от равновесной концентрации металла

Исследования влияния ионов меди, железа на сорбцию золота показали, что даже минимальные количества ионов меди, железа приводят к сильному снижению емкости ионита по ионам золота, основного металла, с 122 мг/г до 44 мг/г при равновесной концентрации 50 мг/л.

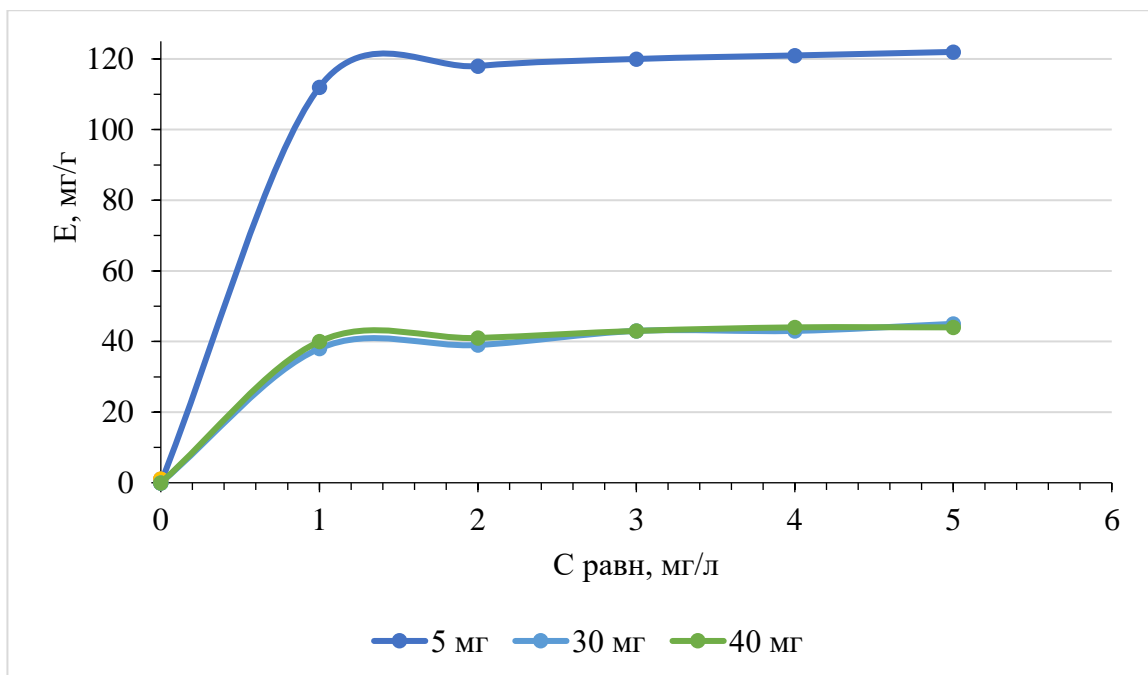


Рисунок 2.13 – Зависимость емкости ионита от равновесной концентрации золота

В результате наших проведенных опытов, установлено, что присутствие примесей цветных металлов, а именно примесей серебра, меди и железа влияют на общее протекание процесса сорбции. Самыми нежелательными примесями являются металлов являются ионы меди и железа. При содержании максимум 40 мг/л емкость по золоту ионита Gold Sorb 4500 понижается в два раза, т.е. с 122 мг/л до 60 мг/л.

Как показали литературные данные это связано с размерами комплексов металлов примесей.

2.5.4 Процесс элюирования

После осуществления промывки и удаления металлов примесей проба угля направлялась на процесс десорбции и получения элюатов. Первоначально рассматривался способ десорбции золота, получивший название способ Задра (Zadra J.V.) [12], разработанный в 50-х годах в США, включающий обработку сорбента горячим щелочно-цианистым раствором с последующим электролитическим выделением его из элюатов в виде катодных осадков. Рассмотрен также был вариант разработанный в России институтами «Иргиредмет» и ИрГТУ [13] - автоклавный способ десорбции золота с активированных углей. Этот способ, впервые внедренный в «Алданзолото» в 1980-х годах, является наиболее скоростным и обеспечивает наибольшее обезметалливание угля (ниже 50 г/т). Параметры процесса следующие: температура — 165–175 °С, давление — 0,8–1,0 мПа, время элюирования — 60–80 мин, количество объемов элюента на объем угля — до 10, элюент — раствор NaOH концентрацией 4–6 г/л.

Реализация любого технологического процесса в непрерывном режиме позволяет не только исключить вспомогательные операции, но и благоприятно влияет на его течение, при этом обеспечиваются максимальные показатели по извлечению полезного компонента, его максимальному содержанию в элюате, снижаются энергозатраты.

Таблица 2.15 - Баланс по десорбции золота

Насыщенный уголь				
Уголь, кг		Au, г/кг		мг Au
0,1		1,55		155
Баланс по раствору (элюат)				
л	Au, мг/л	мг Au	Е из угля Au, %	Е Au итоговое, %
0,5	232	116	74,84	44,47
Баланс по твердому (уголь после десорбции)				
уголь, кг	Au, г/кг	мг Au (остаточный)	Е из угля Au, %	Е Au итоговое, %
0,1	0,36	30	76,77	45,62

В итоге был выбран способ автоклавной десорбции. Насыщенный золотом активированный уголь поступал на автоклавную десорбцию раствором гидроксида натрия 4 % и цианида натрия 1 %. Обезметалленный уголь после обработки в цианистом растворе может повторно использоваться в процессе сорбции. Дальнейшее выделение золота производилось уже из богатого элюата при помощи электроосаждения. Концентрация золота в элюате объемом 0,5 л составила 232 мг/л. Таким образом, в процессе десорбции из угля было переведено 74,84 % золота, при расчете по раствору элюата. Остаточное золото в угле составило 0,36 г/кг, что дает показатель извлечения 76,77 % при расчете по твердой фазе (углю). Расхождение баланса по раствору и углю составило менее 2 %. Баланс процесса десорбции представлен в таблице 2.15.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Анализ литературных источников и патентный поиск по переработке золосодержащих упорных руд показывает, что наблюдается снижение содержания золота в исходных рудах. В связи с этим вовлечение в производство бедного золотосодержащего сырья требует разработки новых эффективных гидрометаллургических технологий.

При переработке упорных бедных многокомпонентных золотосодержащих руд важной стадией после выщелачивания является процесс сорбции с применением различных ионитов.

При выщелачивании обычно получают многокомпонентный продуктивный золотосодержащий раствор и вопросы выбора, и эффективное применение ионитов, обладающих высокой селективностью к золоту, является актуальной проблемой.

В последнее время на рынке появляются все новые марки сорбентов, обладающих высокой селективностью к золоту.

В качестве исходного сырья нами были использованы пробы месторождений Карьерное и Долинное.

Установлено, что исследуемые пробы руд характеризуется содержанием в основном окисленных минералов и концентрация золота колеблется в пределах 0,44-1,39 г/т. Массовая доля общего углерода составила от 0,14 до 1,87 %, органического углерода менее 0,1 % во всех пробах. Содержание $Fe_{ок}$ - 0,23-2,18 %. Основные минералы руды - кремнезем (61,5-72,21 %), оксида алюминия (10,80–13,02 %) и железа (2,05–3,18 %). Основными фазовыми составляющими минералами являются кварц и альбит. Основной компонент исследуемой руды золото содержится в золотоносных минералах такие как кварц и пирит. Золото находится в связанном виде с кристаллическими решетками минерала носителя.

Установлено, при цианировании окисленной руды с концентрацией 0,05 % NaCN составляет степень извлечения золота достигает 62,7 %; 0,1 % NaCN - 70,6 %, при крупности руды 90 % класса 0,071 мм и концентрации 0,05 и 0,1 % NaCN составляет 68,6 и 67,6 % соответственно. Степень извлечения золота из руды крупностью 80 % класса 0,071 мм составляет 88 %, из руды крупностью 90 % класса 0,071 мм составляет 90,9 %. Таким образом, тем мельче крупность исследуемого образца, тем выше степень извлечения золота.

Установлено, что при выщелачивании первичной руды крупность измельчения руды практически не влияет на показатели цианирования. Степень извлечения золота из руды крупностью 80 % класса 0,071 мм при выщелачивании с концентрациями цианидного раствора 0,05 и 0,1 % NaCN в 3 и 4 составляет 19,5 % и 9,5 % соответственно.

В результате цианирования окисленной руды установлено, что для окисленных руд 1, 2 тем мельче крупность исследуемого образца, тем выше степень извлечения золота, тогда как для сульфидных руд 3 и 4 крупность измельчения руды практически не влияет на показатели цианирования. Так

извлечения золота составило в пределах 38,7-90,9 % для окисленных руд, для сульфидных 4,0-31,0 %.

Изучена сорбционная активность исходных руд крупностью 80 % - 0,071 мм. И образцы с крупностью 80 % - 0,071 мм обладают сорбционной активностью по отношению к золоту в пределах 4 – 98,2 %.

Сопоставление сорбционных характеристик ионитов, выбранных нами, позволило предложить в качестве объекта исследований ионообменную смолу марки GoldSorb4500, которая обладает высокой скоростью обмена, что позволяет значительно сократить продолжительность процесса.

Полученные результаты по сорбции показывает, что степень сорбции золота ионитом GoldSorb 4500 выше, чем ионитом КАУСОРБ 223. После 6 циклов сорбции концентрация золота в растворе при использовании ионита GoldSorb 4500 выше и составляет 1,69 мг/л. При использовании ионита КАУСОРБ 223 – 1,4 мг/л. Это указывает на более высокие сорбционные характеристики ионита GoldSorb 4500.

Установлено, что три ионита хорошо сорбируют примеси металлов – серебра, меди и железа. Однако, их сорбция идет достаточно эффективно в первоначальных стадиях. В последующие стадии наблюдается их вытеснение и замещение ионами основного металла – ионами золота. Из всех примесей плохо сорбируются ионы серебра. Это указывает на высокую селективность к ионам золота выбранных ионитов.

установлено, что присутствие примесей цветных металлов, а именно примесей серебра, меди и железа влияют на общее протекание процесса сорбции. Самыми нежелательными примесями являются металлов являются ионы меди и железа. При содержании максимум 40 мг/л емкость по золоту ионита Gold Sorb 4500 понижается в два раза, т.е. с 122 мг/л до 60 мг/л.

Выполнены укрупненные эксперименты по сорбции и десорбции, выполнен баланс процесса десорбции.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 <https://zolotodb.ru/article/11194/?page=all>
- 2 Лузин Б.С., Голик В.И. Перспектива развития добычи золота в Казахстане// Известия вузов. Цветная металлургия. – 2004. – №3. – С. 11-16.
- 3 Мосинец В.Н. Перспективы подземного и кучного выщелачивания золота из гидротермальных и россыпных месторождений. Горный журнал. – 1996, № 1. – С. 108-114.
- 4 Природное сырье — перспективы добычи /Ю. Алексеев // Мысль. - 2003. - № 10. - С. 43-45.
- 5 Техника и технология извлечения золота из руд за рубежом/под ред.В.В.Лодейщикова.-М.: Металлургия, 1973.-277 с.
- 6 Меретуков М.А., Орлов А.М. Металлургия благородных металлов (зарубежный опыт). - М.:Металлургия,1991.- 416 с.
- 7 Mc Quiston Ir.F.W. and Shoumaker R.S. Gold and Silver Cyanidation Plant Practice.— New-York: A.I.M.E. publication (перевод с англ. И.С. Стахеева). — Vol p.—1981.
- 8 Innovations in Gold and Silver Recovery: Phase IV (Randol.-Colorado: Randol Intern. Ltd, 1992. - Vol. 15-17. P.A.I-A.I940.
- 9 Mc Quiston Ir.F.W. and Shoumaker R.S. Gold and Silver Cyanidation Plant Practice.— New-York: A.I.M.E. publication (перевод с англ. И.С. Стахеева). — Vol p.—1981.
- 10 Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. - М.: Недра, 1984. -383 с.
- 11 З. Зепенев В. И. Методика исследований золотосодержащих руд. - М.: Недра, 1978.
- 12 Воробьев А. Е., Гпадуш А.Д. Геохимия золота. Ресурсы и технологии России. - М.: Изд-во РУ/ДН, 2000. - 432 с.
- 13 Кадыров А.А., Кадыров Н.А., Ахмедов Х. Интенсификация флотационного обогащения золотосодержащих руд поверхностно-активными веществами // Вестник ТашГТУ. - 2013. -N2 4. - С. 157-160
- 14 Разработка способа извлечения золота из продуктивных растворов кучного и подземного выщелачивания с применением нерегенерируемых активированных углей одноразового использования / М. Ф. Шереметьев, М. И. Хараш, М. И. Фазлуллин. М. : ИД «Руда и Металлы», 2005. 328 с.
- 15 Седов Н. П. Оптимизация технологических параметров скважинного подземного выщелачивания драгоценных металлов (На примере месторождения Долгий Мыс): дис. канд. техн. наук / УГГУ. Екатеринбург, 2008. 116 с.
- 16 Способ получения адсорбента: пат. 2014882 РФ / Исламов С. Р., Степанов С. Г., Морозов А. Б., Славин В. С.; № 92004035/26 Заявл. 11.11.1992. Опубл. 30.06.1994.
- 17 Активные угли России / В. М. Мухин, А. В. Тарасов, В. Н. Клушин / под общ. ред. проф., д. т. н. А. В. Тарасова. М. : Металлургия, 2000. 352 с.

18 <http://industry-portal24.ru/fiziko-himicheskaya-geotehnologiya/306-desorbciya-chast-1.html>

19 Секисов А.Г., Зыков Н.В., Королев В.С. Дисперсное золото. Геологический и технологический аспекты. – М-Чита: ЧитГУ, 2007. – с. 270.

20 Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. Том 1. – Иркутск: Иргиредмет, 1999. – 120 с.

21 Yannopoulos J.C. The extractive metallurgy of gold. – New York: Van Nostrand Reinhold, 1991, 280.

22 <https://4science.ru/theses/Podavlenie-primesei-pered-sorbciei-cianistih-pulp-soderzhashih-kompleksi-zolota>

23 Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. В 2 т. Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1999.

24 Metallurgia благородных металлов: учебник для вузов. 2-е изд., перераб. и доп. / Л.В. Чугуев [и др.]; под общ. ред. Л.В. Чугуева. М.: Metallurgia, 1987. 432 с. 4. Плаксин И.Н. Metallurgia благородных металлов. М.: Metallurgizdat, 1958.

25 Барченков В.В. Технология гидрометаллургической переработки золотосодержащих флотоконцентратов с применением активных углей: монография. Чита: Поиск, 2004. 242 с.

26 Барченков В.В. «Технология гидрометаллургической переработки золотосодержащих флотоконцентратов с применением активных углей». Изво «Республиканская типография», г. Улан-Удэ, 2007 г.

27 Барченков В. В. Устранение влияния ртути в процессах сорбции золота. Золотодобыча, № 7–8, 2016 г.

28 Крылова Г.С. – ФГУП «Центральный научно-исследовательский геологоразведочный институт цветных и благородных металлов» (ЦНИГРИ).

29 Бунин И.Ж., Иванова Т.А., Лунин В.Д. Влияние высокоэнергетических воздействий на процесс растворения золотосодержащих минералов. - Горный информационноаналитический бюллетень.- 2002. - № 8. - С. 172 - 176.

30 Чантурия В.А., Вигдергауз В.Е. Научные основы и перспективы промышленного использования энергии ускоренных электронов в обогатительных процессах. Горный журнал. - 1995. - № 7. -С. 53 - 57.

31 Леоненко Н. А. Лазерная обработка золотосодержащего техногенно сырья. Материалы международного совещания Плаксинские чтения 2016. Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении и переработке минерального сырья. Санкт-Петербург.- 2016. С. 459-463.

32 Chanturiya V.A., Bunin I.J., Lunin V.D. Non-traditional highly effective breaking-up technology for resistant gold-containing ores and beneficiation products / Proceeding of XXIII MPC, 2003, Cape-Town, The South African Institute of mining and Metallurgy.- P. 232 – 241.

Приложение А

**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

Дуйсенбай А.Б., Байгенженов О.С. Асбест өндірісі қалдықтарын шаймалау процесінде алынған ерітіндіден никельді ДИЭГФК экстрагентімен экстракциялау	725
Есенгазиев А.М., Онаев М.И., Ультарақова А.А., Улдаханов О.Х. Переработка хлоридных отходов титаномагниевого производства	728
Жекенбай А.К., Алтмышбаева А.Ж., Байқоңурова А.О., Марқаметова 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 пирита	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
Суримбаев Б.Н., Байқоңурова А.О., Баймбетов 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.К., 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. Gradzka-Dahlke Applications of powder metallurgy in high entropy alloys – a review	804
Секция «Роль геодезии и маркшейдерии в цифровом Казахстане»	
Абенев Ә., Қыргызбаева Г.М. Цифрлы Қазақстандағы геодезияның атқарар ролі	809
Адильбекова Л.Қ., Қыргызбаева Г.М. Құрама тәсілмен кен игерудегі геомеханикалық процесстерді зерттеу	813
Аймбетова Г.А., Цычуева Н.Ю. Обзор современных геодезических методов изучения геодинамических процессов	817
Айтқожаева Т., Нұрпейісова М.Б. Алматы метрополитен аймағындағы ғимараттардың орнықтылығын бақылауда заманауи аспаптарды қолдану	821
Аталықова Н.С., Солтабаева С.Т. Жерге орналастыру саласында заманауи аспаптарды пайдалану	825

Было замечено, что в руде присутствуют минералы (лимонит, малахит, азурит, самородная медь, халькозин, борнит, окислы марганца, окислы железа, кальцит, арагонит), которые при смачивании набухают существенно увеличиваясь в объеме, вследствие чего происходит механическое разрушение связей, образованных гипсом.

Из литературных источников известно, что для кучного выщелачивания металлов и руды, требующей окомкования, применяют рассев на классы -10 мм и +10 мм, крупный класс складывают в кучи, мелкий класс перерабатывают другими методами. Для проверки гидродинамических характеристик были выделены классы -50 +10 мм (выход класса от руды 45%) и -50 +2 мм (выход класса от руды 67%). Оба продукта показали хорошие гидродинамические характеристики и удовлетворили требованиям ведения процесса кучного выщелачивания.

Технология окомкования рекомендуется к проверке в укрупненном масштабе. К проверке предлагается технология с параметрами: расход гипса - 100 кг/т руды, крупность руды -50 мм, крупность окатышей 20 – 30 мм.

Литературы:

1. Бывальцев В.Я., Гудков С.С. Практические вопросы кучного выщелачивания // www.zolotodb.ru.
2. Аксенов А.В., Васильев А.А., Яковлев Р.А., Серёдкин Ю.Г. Опыт исследования и разработки технологии кучного выщелачивания окисленных медных руд медно-порфиновых месторождений. Вестник ИРГТУ. – №6 (77) 2013. – 135 с.
3. Официальный сайт компании «Karpes, Cassiday and associates» - // www.kcareno.com

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

Түйіршіктелген мыс-никель кенінің гидродинамикалық сипаттамалары

Аңдатпа. Мақала тотыққан мыс-никель кенінің гидродинамикалық сипаттамаларын зерттеуге арналған. Түйіршіктелген және түйіршіктелмеген бастапқы кеннің гидродинамикалық сипаттамаларын зерттеу нәтижелері берілген. Күкірт қышқылы ерітінділерінің түйіршіктердің төзімділігіне тигізетін әсерін зерттеу нәтижелері келтірілген. Зерттеулер нәтижесінде үйемелі шаймалауының табысты жүргізілуін қастамасыз ететін ұсынылған түйіршіктеу параметрлері анықталған. Гипс шығыны – 100 кг/т, кен ірілігі –50 мм, түйіршік ірілігі 20 – 30 мм.

Түйін сөздер: үйме шаймалау, тотыққан кен, түйіршіктеу, електен талдау.

Aliya Mambetzhanova^{1,2}, Lyudmila Bolotova², Kulzira Mamyrbayeva¹, Vladimir Luganov¹

Hydrodynamic characteristics of pelletizing copper-nickel ore

Abstract. The article is devoted to the investigation of hydrodynamic characteristics of oxidized copper-nickel ore. The results of investigation on the hydrodynamic characteristics of the source ores with preliminary pelletizing and without pelletizing are presented. Get the results of studies of the resistance of the pellets to the impact of solutions of sulfuric acid. As a result of the research, recommended parameters were established that are necessary for successful heap leaching. The consumption of gypsum is 100 kg/t, the ore size is 50 mm, the size of pellets is 20-30 mm.

Keywords: heap leaching, oxidized ore, pelletizing, sieve analysis

УДК 669.21.669.053.4

К.К. Мамырбаева², Ж.Бакберген², Д.Р. Магомедов¹

¹АО Институт металлургии и обогащения, г. Алматы

²Сәтбаев Университеті, г. Алматы

gulzira70@mail.ru

ИЗУЧЕНИЕ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ЦИАНИРОВАНИЕМ ИЗ ОКИСЛЕННОЙ РУДЫ

Аннотация. В статье приведены результаты исследования по извлечению золота цианированием из окисленной золотосодержащей руды месторождения Карьерное.

Известно, что основным процессом извлечения золота из руд является цианидное выщелачивание с последующей его сорбцией активированным углем или различными современными ионообменными смолами из пульпы. Для достижения высокой степени извлечения металла из руды при выщелачивании необходимо определить влияние многих факторов. Проведенными исследованиями установлены, что на степень извлечения золота из окисленной руды крупность мало влияет. Степень извлечения золота из П1 при крупности 80 % класса 0,071 мм составила 70,6 %; при крупности руды 90 % класса 0,071 мм - 68 %. Степень извлечения золота из П2 при крупности 80 % класса 0,071 мм составила 56,7 %; при крупности руды 90 % класса 0,071 мм во всех испытаниях был равен 40 %.

Ключевые слова: золото, выщелачивание, цианид натрия, степень извлечения

По запасам золота Республика Казахстан входит в первую десятку стран в мире (3-е в СНГ), а по добыче - 25-е место. Основные золоторудные месторождения Казахстана сопоставимы с месторождениями зарубежных стран и могут обеспечить более высокий уровень производства в стране. Однако, золотосодержащие руды Казахстана характеризуются низким содержанием металла [1].

Сырьевая база золотодобывающей промышленности Казахстана представлена в основном мелкими (с запасами до 25 т) и средними (от 25 до 100 т) месторождениями, на которых в настоящее время добывается около 70% всего производимого в республике золота. Лидирующее положение занимают месторождения Восточного, Северного и Центрального Казахстана.

Рост спроса на золото значительно увеличивает число месторождений республики, пригодных для рентабельной отработки, например, в Акбакайской группе, расширение добычи на месторождении Васильковское и возобновление отработки Бакырчика. Немаловажную роль играет разработка новых перспективных экологически чистых и рентабельных технологий. Известные бесцианидные технологии переработки упорных руд (хлоридовозгонки и гидрохлорирования) капиталоемкие и экологически опасные [2], поэтому разработка эффективной сорбционной технологий переработки упорного золотосодержащего сырья является весьма актуальной проблемой.

В мире до 45% золота извлекается из цианидных растворов с помощью различных сорбентов, активированного угля. В СНГ сорбционная технология извлечения благородных металлов из цианистых пульп, в основном, базируется на применении анионитов [3], гранулированных активированных углей [4], в некоторых случаях для извлечения золота из растворов (сливы сгустителей) применяют порошкообразные активированные угли, которые после насыщения отправляют на пирометаллургическую переработку.

Объектом исследования явилась окисленная руда золота месторождения «Карьерное», по вещественному составу представляет гидротермально измененные песчаники (кварц - карбонат), алевропесчаники и алевролиты с прожилками кварцевого, карбонат-кварцевого состава, несущие рассеянную вкрапленность пирита.

Для исследований нами были выбраны пробы П1 и П2 из окисленной зоны.

Химическим анализом установлено, что в пробе П1 содержание золота составляет 1,0 г/т. Массовая доля общего углерода составила от 0,14 до 1,87 %, органического углерода менее 0,1 % во всех пробах. Содержание окисленного железа варьировала в пределах 1,85 %. Рентгенофазовыми исследованиями установлено, что проба преобладает кварцем и его содержание составляет 67,21 %, оксида алюминия 12,02 % и железа (255 %). Основными фазовыми составляющими минералами являются кварц и альбит, основной компонент - золото связан с минералами кварц и пирит.

Согласно результатам, рентгенофазового и химического анализов среднее содержание золота в пробе руды поступившей на исследование П2 составило 0,5 г/т. Основную долю в руде составляют оксид кварца и оксид алюминия, содержание их в руде составило 77,5 % и 12,25 %. Содержание железа и серы в руде составило 2,22 % и 0,14 % соответственно.

Содержание цветных металлов и вредных примесей в виде мышьяка и сурьмы минимальны. Содержание углерода составило 0,20 %.

Цианирование исходной руды с подбором оптимального режима. Для изучения эффективности выщелачивания золота из исходной руды, а также для подбора оптимального режима цианидного выщелачивания были выполнены агитационные опыты по выщелачиванию с использованием механических мешалок и принудительной аэрацией, которые проводили с рудой дробленой и измельченной до -0,071 мм с различной концентрацией цианидного раствора. Пробы руды измельчали на виброистирателе. Цианирование измельченного материала с массой 100 г проводили в агитационном режиме с подачей воздуха в следующих условиях: соотношение твердой и жидкой фаз - Т:Ж=1:4; концентрация цианида натрия - 0,05; 0,1; 0,15 г/л, продолжительность выщелачивания - 24 часа, температура 22°C, pH 11,0.

Параметры и результаты цианидного выщелачивания приведены в таблице 1. Достигнутые показатели по степени извлечения золота должны рассматриваться как максимально возможные, поскольку в мелком материале полнее раскрыто золото, что обеспечивает максимальный доступ цианидного раствора при агитации.

Таблица 1 - Результаты опытов по цианированию для определения влияния крупности измельченной руды на показатели цианирования пробы П 1, крупность класса - 0,071 мм

Наименование	Показатели					
	80% -0,071 мм			90% -0,071 мм		
	Опыт 1	Опыт 2	Опыт 3	Опыт 1	Опыт 2	Опыт 3
C(NaCN),%	0,05	0,1	0,15	0,05	0,1	0,15
C _{Аи} в исх. руде по пробирному анализу, г/т	1,02	1,02	1,02	1,02	1,02	1,04
C _{Аи} в кеке, г/т	0,38	0,3	0,3	0,32	0,33	0,33
E _{Аи} , по кеку, %	62,7	70,6	70,7	68,6	67,6	68

Как видно из данных таблиц, при цианировании руды из пробы 1 степень извлечения золота при крупности 80 % класса 0,071 мм и концентрации 0,05 % NaCN составляет 62,7 %; 0,1 % NaCN - 70,6 %, 0,15 % NaCN – 70,7%. При крупности руды 90 % класса 0,071 мм и концентрации 0,05, 0,1 и 0,15% NaCN составляет 68,6, 67,6 и 68% соответственно. Это указывает, что на степень извлечения золота крупность руды мало влияет, и по цифрам извлечения золота нет больших расхождений.

Опыты по цианидному выщелачиванию пробы 2 проводились в тех же условиях как у пробы П1, результаты приведены в таблице 2.

Таблица 2 - Результаты опытов по цианированию для определения влияния крупности измельченной руды на показатели цианирования пробы П2, крупность класса - 0,071 мм

Наименование	Показатели					
	80% -0,071 мм			90% -0,071 мм		
	Опыт 1	Опыт 2	Опыт 3	Опыт 1	Опыт 2	Опыт 3
C(NaCN), %	0,05	0,1	0,15	0,05	0,1	0,15
C _{Аи} в исх. руде по пробирному анализу, г/т	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
C _{Аи} в кеке, /г	0,32	0,22	0,21	0,30	0,30	0,30
E _{Аи} , по кеку, %	36,0	56,0	56,7	40,0	40,0	40,0

В пробе 2 также крупность никак не повлияла на степень извлечения золота, однако по сравнению с пробой 1 извлечения золота намного ниже, этот показатель был в пределах 36 – 56,7 %, высокое степень извлечения наблюдались при цианировании с концентрацией 0,1 и 0,15 % NaCN и крупности руды 80 % класса 0,071 мм, где этот показатель был равен 56 %.

Также необходимо отметить, что при крупности руды 90 % класса 0,071 мм и концентрации 0,05; 0,1 и 0,15 % NaCN степень извлечения золота в всех испытаниях был равен 40 %.

Изучение сорбционной активности первичной руды

Для изучения сорбционной активности исходной руды П1 и П2 проведены опыты на крупности 80 % -0,071 мм. Согласно методике, выполнены опыты по агитации исходных материалов руд 1, 2 в цианидном растворе с известной концентрацией золота и минимальной концентрацией свободного цианида. По убывли концентрации металла в растворе оценивали поглощающую способность материалов. В ходе опыта была взята навеска исходных проб руд П1, П2, равная 200 г. Руда была помещена в колбу объемом 1000 мл, объем запитого модельного раствора в каждую из колб составлял 800 мл. Колбы были помещены в орбитальный шейкер модели HS 501 digital, со скоростью вращения 250 об/мин, время процесса перемешивания составило 4 часа. Растворы после фильтрации были исследованы химическим метод анализа. Процесс сушки влажных кеков вели в сушильном шкафу марки SNOL 58/350 при температуре 110 °С, время сушки 60 мин. Масса кеков П1 m=199г, П2 m=198,9г. Высушенные кеки были исследованы химическим методом (таблица 3). Результаты анализа продуктов интерпретировали с использованием следующей формулы: $A = ((C_{исх} - C_{кон}) / C_{исх}) \cdot 100\%$, где $C_{исх}$ – концентрация золота в исходном растворе, мг/л; $C_{кон}$ – концентрация золота в конечном растворе, мг/л. Результат расчета может быть проведен с использованием следующей формулы: $A = (m \cdot (\beta_{кон} - \beta_{исх})) / (V_p \cdot C_{исх}) \cdot 100\%$, где $C_{исх}$ – концентрация золота в исходном растворе, мг/л; m – масса навески, г; $\beta_{кон}$ – содержание золота в твердом после Опыта, г/т; $\beta_{исх}$ – содержание золота в исходной навеске, г/т; V_p – объем раствора, мл.

Таблица 3 - Результаты определения сорбционной активности исходных руд

Материал	C _{Au} в исходной навеске, г/т, г/л	C _{Au} в твердом после Опыта, г/т	C _{Au} в исходном растворе мг/л	C _{Au} в конечном растворе мг/л	Сорбционная активность руды, %	
					Первый вариант расчета	Второй вариант расчета
Исходная руда П 1 обработанная богатым модельным раствором	0,62	1,7		0,23	98,2	2,09
Исходная руда П2 обработанная богатым модельным раствором	1,22	0,4	12,87	0,31	97,6	0

Результаты исследований свидетельствовали о том, что исходные руды П1 и П2 месторождения «Карьерное» крупностью 80 % и 90% -0,071 мм обладают сорбционной активностью по отношению к золоту в пределах 97 – 98 %.

Литературы:

757

1. Царьков В.А. Опыт работы золотоизвлекательных предприятий мира. – М.: Руда и Металлы, 2004. – 112 с. ISBN 5-98191-006-2
2. Л.С. Стрижко. Metallurgy of gold and silver. Учебное пособие для вузов – М.: МИСИС. -2001. – 336 с
3. Абсалямова Х.К. Исследование влияния различных факторов на сорбционное извлечение золота из бедных золотосодержащих руд // КИМС, 2002. - № 5. – С.32-35.
4. Алтынбек Ш.Ч., Болотова Л.С., Акжаркенов М.Д., Байконурова А.О. Выбор сорбента для извлечения растворенного золота из руды месторождения Атыгай // Вестник КазНУ. – №3 (127). –С. 557-562.

К.К. Мамырбаева², J.Bakbergen², D.R. Magomedov¹

Study of the extraction of gold by cyanidation from oxidized ore

Abstract. The article presents the results of a study on the extraction of gold by cyanidation an oxidized gold-bearing ore from the Kareomoe deposit. It is known that the main process of extracting gold from ores is cyanide leaching followed by its sorption with activated carbon or various modern ion-exchange resins from pulps. To achieve a high degree of metal extraction from ore during leaching, it is necessary to determine the influence of many factors. Studies have established that the particle size size has little effect on degree of extraction of gold from oxidized ore. The degree of extraction of gold from sample 1 with the particle size of 80% of the class of 0.071 mm was 70.6%; with particle size 90% of the class 0.071 mm - 68%. The degree of extraction of gold from P2 with a particle size of 80% of a class of 0.071 mm was 56.7%; with an ore fineness of 90% of a class of 0.071 mm in all trials it was equal to 40%.

Keywords: gold, leaching, sodium cyanide, degree of extraction

К.К.Мамырбаева², Ж.Бакберген², Д.Р.Магомедов¹

Тотыққан кендерден алтынды цианидтеу арқылы бөліп алуды зерттеу

Түйіндеме. Мақалада Карьерное кенорнының тот ыққан алтынқұрамды кендерінен алтынды цианидтеу арқылы бөліп алуды зерттеу нәтижелері келтірілген. Кендерден алтынды бөліп алуда бастапқы кенді цианидті шаймалау және әрі қарай алтынды пульпадан активтендірілген көмірмен немесе әр түрлі заманауи ионалмастырушы сорбциямен бөліп алу процесі негізгі процесс болып табылатындығы белгілі. Шаймалау кезінде кеннен металды жоғары дәрежеде бөліп алуға жету үшін көптеген факторлардың әсер етуін қарастыру қажет. Жүргізілген зерттеулер тотыққан кендерден алтынды бөліп алу дәрежесіне кеннің ірілігі әсер етпейтіндігі анықталды. Ірілігі 0,071 мм класты 80 %-дық П1 үлгіден алтынды бөліп алу дәрежесі 70,6 %; ал ірілігі 0,071 мм класты 90 %-дық П1 - 68 % құрады. П2 үлгіден ірілігі 0,071 мм класты 80 %-дық үлгіден алтынды бөліп алу дәрежесі 0,1 және 0,15 % NaCN шаймалағанда 56 % құрады. 0,071 мм класты 90 %-дық алтынды бөліп алу дәрежесі барлық тәжірибелерде 40 % тең болды.

Кілтті сөздер: алтын, шаймалау, натрий цианиді, бөліп алу дәрежесі

УДК 669.85

М.А. Найманбаев, Н.Г. Лохова, Ж.А. Балтабекова, К.К. Касымжанов

*Научный руководитель – Б.К. Кенжалиев, гендиректор АО «ИМиО», д.т.н., профессор Satbaev University, АО «Институт металлургии и обогащения», Казахстан, г. Алматы
madali_2011@inbox.ru*

ИЗВЛЕЧЕНИЕ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ В ПРОДУКЦИОННЫЙ РАСТВОР ИЗ ОТХОДА ПРОИЗВОДСТВА ФОСФОРНОЙ КИСЛОТЫ

Аннотация. Исследовано влияние различных факторов на процесс кислотного вскрытия продукта конверсии фосфогипса – отхода производства фосфорной кислоты. Установлено, что соотношение Т:Ж оказывает наибольшее влияние на выщелачивание редкоземельных металлов (РЗМ) из технического карбоната кальция, полученного конверсией из сульфата. Определено, что извлечение РЗМ в раствор на 95-99% достигается при условиях: концентрация азотной кислоты 17-18%, Т:Ж=1:8÷10, продолжительность 60 мин.

Ключевые слова: конверсия, карбонизирующий агент, фосфогипс, азотная кислота, выщелачивание, редкоземельные металлы.

РЕЦЕНЗИЯ

на магистерскую диссертацию
Бакберген Жарас Бакбергенұлы

на тему «Изучение влияния примесей на извлечение золота из продуктивных растворов»,
представленную на соискание степени магистра в области металлургии

выполнено:

- а) графическая часть (слайды презентации) на листах
- б) пояснительная записка на страницах

ХАРАКТЕРИСТИКА ДИССЕРТАЦИИ

1. Соответствие работы специальности и отрасли науки

Представленная для рецензирования магистерская работа соответствует специальности 6М070900-Металлургия и посвящена исследованию влияния различных примесей металлов на сорбцию золота из продуктивных растворов, полученных выщелачиванием упорной золотосодержащей руды.

2. Актуальность темы исследования и ее связь с общенаучными и общегосударственными программами (запросами практики и развития науки и техники)

Постоянное снижение содержания золота в перерабатываемых рудах и вовлечение в производство бедного и забалансового золотосодержащего сырья являются источником для разработки эффективной и экономически выгодной технологии.

Как показывает практика золотодобывающих предприятий во всем мире основное количество золота получают из золотосодержащих руд с применением процесса сорбции.

Основное преимущество в схеме кучное выщелачивание — сорбция состоит в контроле содержания примесей. Иониты, обладающие высокими технологическими свойствами, выполняют роль буфера между выщелачиванием и электролизом, обеспечивая получение более чистого металла. Однако при использовании в качестве сорбента золота анионообменных смол наблюдается накопление примесей в ионите, которые способны их деградировать. Поэтому актуальной проблемой является определение закономерности сорбции металлов из продуктивного раствора вместе с ионами золота.

Избранная тема магистерской диссертации посвящена актуальной проблеме - изучению влияния примесей на сорбционное извлечение золота из продуктивных растворов, получаемых цианированием упорной руды.

3. Степень обоснованности и достоверности каждого результата (научного положения), выводов и заключений, сформулированных в магистерской диссертации

Приведенные в магистерской диссертации результаты экспериментальных работ, выводы и заключения достаточно обоснованы и достоверны, поскольку в работе использованы современные методы физико-химических исследований и анализов, такие как спектральный, атомно-абсорбционный, рН-метрия, а также стандартные методы аналитической химии.

4. Степень новизны каждого научного результата (положения), выводы и заключения, сформулированные в диссертации

Научная новизна полученных результатов: установлены основные закономерности влияния примесей металлов (меди, серебра) на сорбцию золота.

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
СӘТБАЕВ УНИВЕРСИТЕТІ

Подтверждение достаточной полноты публикаций основных положений, результатов, выводов диссертации

По теме опубликован 1 доклад в сборнике Международной конференции, материалы которых охватывают результаты исследовательской работы, соответствуют выводам диссертации и является вполне достаточным для соискателей академической степени – магистра технических наук по специальности «Металлургия».

5. Замечания к работе

По представленной для рецензирования работе имеются следующие замечания и пожелания:

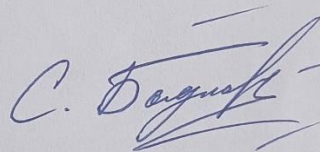
1. не проведены сравнительные эксперименты по сорбции примесей металлов из продуктивного раствора с применением современных ионитов;
2. не определены механизмы сорбции примесей металлов с ионитом;
3. не изучена кинетика сорбции примесей металлов с другими ионитами.

Заключение и оценка работы

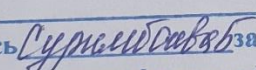
Несмотря на указанные замечания и недостатки, считаю, что диссертационная работа Баоберген Жарас соответствуют требованиям, предъявляемым к магистерским диссертациям, и может быть оценена на «отлично», 95%, а автор заслуживает присуждения ей академической степени магистра технических наук по специальности 6М070900-Металлургия.

Рецензент

Доктор Ph.D,
старший научный сотрудник
Филиал РГП «НЦКПМС РК»
ГНПОПЭ «Казмеханобр»

 Б.Н. Суримбаев

« 02 » 07 2020 г.

Подпись  заверяю
Ученый секретарь филиала РГП НЦ
КПМС РК ГНПОПЭ «Казмеханобр»
« 02 » 07 20 20 г.

ДАТА ОТЧЕТА: 2020-07-06 17:44:36

НАЗВАНИЕ:

Изучение влияния примесей металлов на извлечение золота из продуктивных растворов

АВТОР:

Бақберген Жарас Бақбергенұлы

НАУЧНЫЙ РУКОВОДИТЕЛЬ:

Кульзира Мамырбаева

ПОДРАЗДЕЛЕНИЕ:

ИМиПИ

ДАТА ЗАГРУЗКИ ДОКУМЕНТА:

2020-07-06 17:43:13

КОЛИЧЕСТВО ПОВТОРНЫХ ПРОВЕРЕК ДОКУМЕНТА:

1

ПРОПУЩЕННЫЕ ВЕБ-СТРАНИЦЫ: 

■ Объем найденных подобиий

Обратите внимание! Высокие значения коэффициентов не означают плагиат. Отчет должен быть проанализирован экспертом.



■ Список возможных попыток манипуляций с текстом

В этом разделе вы найдете информацию, касающуюся манипуляций в тексте, с целью изменить результаты проверки. Для того, кто оценивает работу на бумажном носителе или в электронном формате, манипуляции могут быть невидимы (может быть также целенаправленное вписывание ошибок). Следует оценить, являются ли изменения преднамеренными или нет.

Замена букв Использование символов из другого алфавита - может указывать на способ обойти систему, поэтому следует установить их использование.	20	показать в тексте
Интервалы Количество увеличения расстояния между буквами (просим определить является ли расстояние имитацией пробела, так как исходно слова могут быть написаны слитно).	0	показать в тексте
Микропробелы Количество пробелов с нулевым размером - необходимо проверить влияют ли они на неправильное разделение слов в тексте.	0	показать в тексте
Белые знаки Количество символов, выделенных белым цветом, пожалуйста, проверьте не используются ли белые символы вместо пробела, соединяя слова (в отчете подобия система изменяет автоматически цвет букв в черный, чтобы их сделать видимыми).	0	показать в тексте