

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество «Казахский национальный исследовательский
технический университет имени К.И.Сатпаева»

Институт цифровых технологий и профессионального развития

Кафедра «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

Жумадилов Ерболат Ержанович

Разработка технологии получения золота при помощи электролитического метода с
производительностью 180 тысяч тонн в год

ДИПЛОМНАЯ РАБОТА

6B07203 – Metallургия и обогащение полезных ископаемых

Алматы 2024

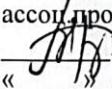
МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество «Каззахский национальный исследовательский
технический университет имени К.И.Сатпаева»

Институт цифровых технологий и профессионального развития

Кафедра «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
НАО «КазНИТУ им.К.И.Сатпаева»
Горно-металлургический институт
им. О.А. Байконурова

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Заведующая кафедрой МиОПИ
кандидат технических наук,
ассоц. профессор
 М.Б. Барменшинова
« » 2024 г.

ДИПЛОМНАЯ РАБОТА

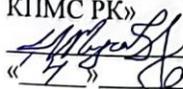
На тему: «Разработка технологии получения золота при помощи электролитического метода
с производительностью 180 тысяч тонн в год»

6В07203 – Metallургия и обогащение полезных ископаемы

Выполнил:

Жумадилов Е.Е.

Рецензент: Доктор PhD, старший
нау., сотрудник лаборатории
благородных металлов РГП «НЦ
КПМС РК»

 Малдыбаев Г. К
« » 2024 г.

Научный руководитель:
Старший препод.кафедры
МиОПИ, доктор PhD

 Даруеш Г.С.
« » 2024 г.

Алматы 2024

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

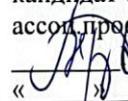
Некоммерческое акционерное общество «Казахский национальный исследовательский
технический университет имени К.И.Сатпаева»

Институт цифровых технологий и профессионального развития

Кафедра «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

УТВЕРЖДАЮ

Заведующая кафедрой МиОПИ
кандидат технических наук,
ассистент-профессор

 М.Б. Барменшинова
« _____ » 2024 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение дипломной работы

Обучающемуся: Жумадилов Ерболат Ержанович

Тема: «Разработка технологии получения золота при помощи электролитического метода с
производительностью 180 тысяч тонн в год»

Утверждена приказом Ректора Университета №1755-п от "29".11. 2023 г.

Срок сдачи законченной работы "24" мая 2024 г.

Исходные данные к дипломной работе: Экспериментальные показатели и затраты в
условиях выделения золота методом электролиза

Краткое содержание дипломной работы:

а) Изучение теоретических основ процесса

б) Технологические расчеты и решения

Перечень графического материала (с точным указанием обязательных чертежей):
представлены 15 слайдов презентации работы.

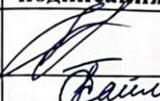
Рекомендуемая основная литература: из 23 наименований

ГРАФИК
подготовки дипломной работы (проекта)

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Основная часть	19.01 – 01.03.2024	
Экспериментальная часть	02.03 – 10.04.2024	
Экономическая часть	11.04 – 05.05.2024	
Заключение	06.05 – 10.05.2024	

Подписи

консультантов и нормоконтролера на законченную дипломную работу (проект) с указанием относящихся к ним разделов работы (проекта)

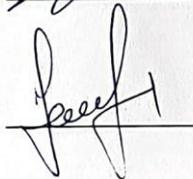
Наименования разделов	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Экономическая часть	Старший препод.кафедры МиОПИ, доктор PhD. Г.С. Даруеш		3.06.24
Нормоконтролер	Магистр техн.наук А.Н.Таймасова		

Научный руководитель



Даруеш Г.С.

Задание принял к исполнению обучающийся



Жумадилов Е.Е.

Дата

“ ” 2024г

АҢДАТПА

Дипломдық жоба 38 беттік түсіндірме жазбадан, 3 суреттен, 8 кестеден, 213 әдеби көзден тұрады.

Дипломдық жобаның мақсаты – өнімділігі жылына 180 мың тонна электролиттік әдіспен алтын алу технологиясын әзірлеу. Жобада әлемде және Қазақстанда алтын өндірудің қазіргі жағдайына салыстырмалы талдау жүргізілді.

Алтынқұрамды кендерден алтын электролиз әдісімен бөліп алу жағдайлары қарастырылды.

АННОТАЦИЯ

Дипломный проект состоит из 38 страницей пояснительной записки, 3 рисунков, 8 таблиц, 23 литературных источников.

Цель дипломного проекта – разработка технологии получения золота электролитическим методом производительностью 180 тыс. тонн в год. В проекте проведен сравнительный анализ современного состояния золотодобычи в мире и Казахстане.

Рассмотрены случаи выделения золота из золотосодержащих руд методом электролиза.

ANNOTATION

The graduation project consists of a 38 page explanatory note, 3 figures, 8 tables, 23 literary sources.

The purpose of the graduation project is to develop a technology for obtaining gold by the electrolytic method with a capacity of 180 thousand tons per year. The project provides a comparative analysis of the current state of gold mining in the world and Kazakhstan.

The cases of gold extraction from gold-bearing ores by electrolysis are considered.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	7
1 Основная часть	8
1.1 Золото и его физико – химические свойства	8
1.2 Современное состояние и развитие золотодобычи в Казахстане	10
1.3 Способы извлечение золотосодержащих руд	14
1.3.1 Теоретические основы процесса выщелачивания золотосодержащих руд	14
1.4 Основы электролитического процесса получения золота	18
1.4.1 Технологические режимы и основные параметры процесса электролиза	20
1.4.2 Выделение золота электролизом из раствора сернокислый тиомочевины	22
1.5 Обзор существующего аппаратного оформления процесса электролиза	24
2 Экспериментальная часть	29
2.2 Расчет технологического процесса	29
2.2.1 Расчет материального баланса	29
2.2.2 Расчет напряжения в ванне	32
2.2.3 Расчет теплового баланса в ванне	33
Заключение	36
Список использованной литературы	37

ВВЕДЕНИЕ

Разведанные запасы золота в Республике Казахстан составляют 1500 т. По этому показателю Казахстан занимает 9 – е место в мире и 3 – е место среди стран СНГ. Среднее содержание золота в руде 6 г/т. По этому показателю Казахстан занимает 4 – е место после Югославии, ЮАР и Китая. Только 41 % относятся к легко обогащаемому, а более половины-к твердосплавному типу. Крупнейшие месторождения этой группы: Васильковское, Акбакайское, Бакырчикское и Суздальское.

Основную часть всего рафинированного золота в Казахстане производят три крупных завода: «Тау-Кен Алтын» (материнская компания АО «Самрук Казына»), Усть-Каменогорский металлургический комплекс ТОО «Казцинк» и цех благородных металлов Балхашского медеплавильного завода ТОО «Корпорация Казахмыс». По данным республиканской ассоциации производителей драгоценных металлов Казахстана, в 2022 году 49 % всего аффинированного золота было произведено национальным заводом «Тау-Кен Алтын». Второе место по доле производства заняла корпорация «Казцинк» (39,1 %), третья-Корпорация «Казахмыс» (10,4 %) [1].

В настоящее время метод электролиза становится все более эффективным для получения золота высокой чистоты. В связи с этим в данной работе рассматривается устройство электролиза – методы усовершенствования электролизера. Например, это происходит путем замены дорогостоящих платиновых анодов на свинцовые аноды, ионообменных мембран, которые используются в качестве пористого промежуточного соединения, фильтровальной тканью.

Цель дипломной исследовательской работы – Разработка технологии получения золота с использованием электролитического метода производительностью 180 тыс. тонн в год.

1 Основная часть

1.1 Золото и его физико – химические свойства

Золото единственный металл, который в чистом виде обладает желтым цветом. Цвет золота яркий, теплый и приятный. Благодаря цвету, люди с самой древности связывали золото с солнцем. Это крайне мягкий, отличающийся исключительной ковкостью и тягучестью металл. Золото является наиболее благородным из всех металлов, и имеет гранцентрированную кубическую решетку. Из золотой пластины можно создать фольгу, которая будет просвечивать свет. В проходящем свете золото будет казаться зеленоватым цветом, и иметь толщину до 0,0001 мм. Эти тонкие листочки называются сусальным золотом и применяются для искусственных покрытий. На сегодняшний день около 97 % всего добываемого золота получают из самородного золота и только 3 % из его теллуридов, которые образуют минералы калаверит AuTe_2 , креннерит $(\text{Au,Ag})\text{Te}_2$, сильванит AuAgTe_4 и петцит Ag_3AuTe_2 [2].

Золото представляет собой металл желтого цвета, очень тяжелый, но при этом мягкий и пластичный.

В 1947 году в результате эксперимента в ядерном реакторе была осуществлена древняя мечта человечества, которую сделали своей главной целью средневековые алхимики – превращение ртути в золото. Американские физики Ингрэм, Гесс и Гайдн получили 35 мг настоящего золота из ртути. Впоследствии было несколько попыток спекуляции на тему промышленного производства искусственного золота. Однако уже тогда ученые однозначно заявляли о том, что получение золота таким образом настолько дорогостоящий процесс, что он не имеет никакого экономического смысла. В итоге, кусочек искусственного золота выставлен в Музее науки и промышленности в Чикаго, и ситуация остается прежней – получать золото искусственным путем нецелесообразно.

Таблица 1 - Физические свойства золота

Свойство	Золото
Атомный номер	79
Атомная масса	196,967
Плотность при 20 °С, г см ³	19,32
Атомный радиус, нм	0,144
Постоянная кристаллической решетки, нм	0,40786
Температура плавления, °С	1064,4
Температура кипения, °С	2880
Твердость по Моосу	2,5
Сечение захвата нейтронов, бари	94

Из других физических свойств можно отметить высокую тепло- и электропроводность. По этим показателям золото уступает лишь серебру и меди [3].

Золото является d- элементом 1-ой группы. Оно имеет на внешнем электронном слое один электрон, а в предпоследнем слое 10 электронов. Данный электронный слой может частично терять электроны при определенных условиях. Поэтому золото имеет степень окисления не только +1, но также и +3.

Важным и характерным свойством золота является низкая химическая активность. Золото практически не изменяется на воздухе, и даже в присутствии влаги. Доказательством могут послужить золотые изделия, изготовленные в древности. Они сохранились в неизменном виде до 11 сегодняшних дней. При высоких температурах золото не взаимодействует с азотом, серой, водородом, углеродом или кислородом [4].

Золото может соединяться с галогенами. При комнатной температуре уже протекает процесс с бромом. С фтором, хлором и йодом процесс протекает только при нагревании.

В водных растворах электродный потенциал золота очень высок:



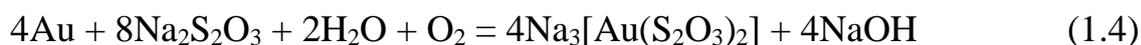
В связи с этим золото не может растворяться в щелочах и в таких кислотах, как серная, азотная, соляная, плавиковая, а так же органических. Золото хорошо растворяется в таких водных растворах, как цианиды щелочных и щелочноземельных металлов с участием кислорода, царской водки, богатой хлором соляной кислоты.

Пример реакции растворения золота:



Из полученного по этой реакции раствора после осторожного выпаривания можно получить желтые кристаллы золотохлористоводородной кислоты $\text{HAuCl}_4 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$.

Кроме того, в тиосульфатных и сульфитных растворах в присутствии окислителя золото растворяется с образованием комплексов:



Тиосульфатные и сульфитные растворы являются менее опасными растворами, но они характеризуются меньшей степенью извлечения золота в раствор.

1.2 Современное состояние и развитие золотодобычи в Казахстане

Казахстан считается одним из древнейших регионов с золотой рудой. Он входит в первую десятку стран мира по уточненным запасам золота, а по добыче – в третью десятку. Его балансовые запасы рассчитаны на 196 месторождений (126 в коренных породах, 47 комплексных, 23 месторождений).

Согласно карте золоторудных месторождений Казахстана можно выделить 3 основные области, где добыто много руд. Их рудные запасы оцениваются в Восточно – Казахстанской области – 537,5 т, Акмолинской области – 259,9 т и Карагандинской области-114,8 т [5].

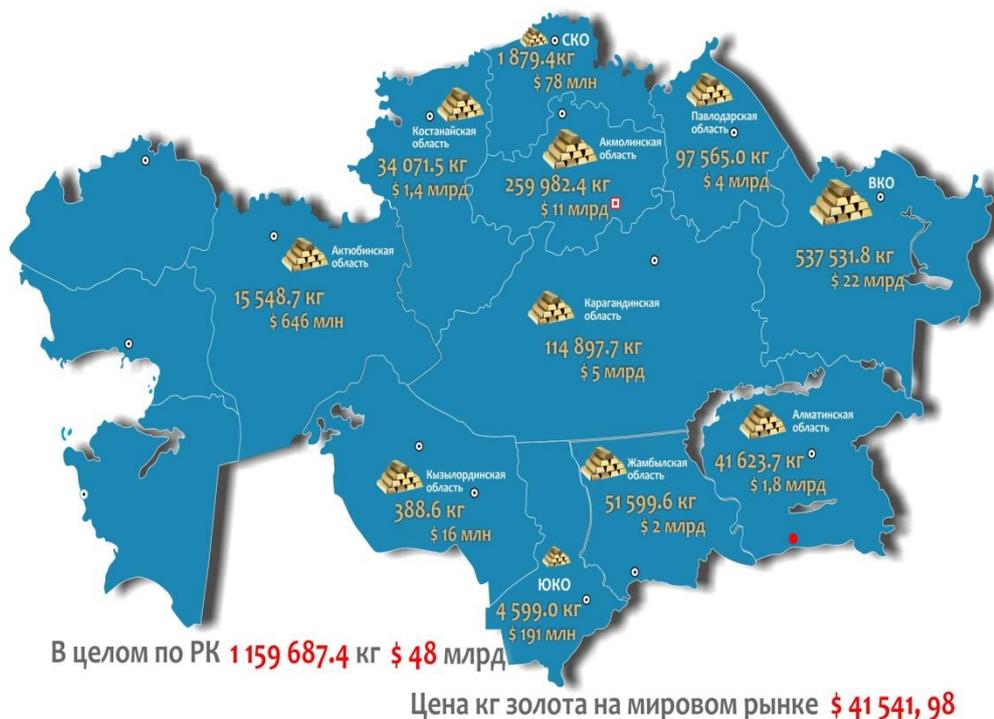


Рисунок 1 - Карта золотых месторождений Казахстана [6]

Крупнейшее месторождение золота-Васильков, расположенное в 17 км от города Кокшетау. Его разведанные запасы составляют 370 т золота, среднее содержание золота в руде 2,8 г/т. месторождение обрабатывается с 1979 года, хорошо изучено качество месторождения с точки зрения геологии и обогащения. По мощности рудного тела и условиям горной техники месторождение обрабатывается открытым способом (на глубину до 300 м). С 1991 года начала обрабатывать забалансовые руды, оксидные и остаточные

руды методом насыпного выщелачивания. С 1995 года в производственных объемах запущена установка насыпного выщелачивания данных материалов. Производительность установки выщелачивания насыпей составляет 1 млн. долл. в год. т руды, в среднем 600-900 кг на золото. В перспективе производительность по руде составит 7,4 млн. долл. планируется поставка до т. В настоящее время Васильковское месторождение принадлежит активу компании “Алтынтау” [7].

Месторождение Бакырчикское, занимающее второе место по объему рудных запасов в стране. Он расположен на востоке Казахстана, недалеко от города Семей. Включая запасы соседнего большевистского месторождения, здесь имеется около 326 т золота. С 2014 года Бакырчикское месторождение принадлежит российской компании «Полиметалл». Сейчас на этом месторождении создано так называемое «Бакырчикское горнодобывающее предприятие игру». Там Большевикское и красное месторождения разрабатывают открытым способом на глубине до 120 м и далее обогащают руды флотационными и гравитационными методами. Несмотря на то, что бакыршык входит в число уникальных месторождений в мире по содержанию золота (с 6,9 процента до 13 процентов в некоторых местах), руда в нем перерабатывается в два раза сложнее. Это связано с высоким содержанием мышьяка и углерода в руде, и все золото входит в состав сульфидных (пиритных и арсенопиритовых) минералов (золото в свободном состоянии вообще не встречается). Даже при использовании сложных методов обогащения с использованием флотационных и гравитационных методов невозможно уменьшить содержание углерода в руде ниже 1,5 процента. Поэтому сейчас Бакырчикское горно-обогатительное предприятие производит 2 вида золотосодержащих руд – до 1,5 процента и более 1,5 процента. Первый из них обработан методом автоклавного окисления на «Амурском горном комбинате» в России и передан полученному сплаву Доре компании «Горное золото» на получение чистого золота. Более 1,5 процента углерода продается Китаю. В настоящее время годовая производительность производства составляет более 14 т золота [8].

К числу важных месторождений золота можно отнести месторождения Аксу, Жолымбет, Бестобе в Акмолинской области. Их общий запас оценивается примерно в 100-400 т. Руды здесь добываются подземным способом, преимущественно кварцево-линейным и минеральным региональным. Эти месторождения разрабатывались с 1930 года, в настоящее время глубина шахты достигает 700 м. Руды обогащаются гравитационно-флотационным методом» Казахалтын ГМК " с получением золото-серебрясодержащих концентратов и шламов с годовой производительностью около 1 т [9].

К числу перспективных месторождений можно отнести месторождения Акбакай, Бескемпир, аксакал, Карьерное в группе Акбакай. Они расположены в Мойынкумском районе Жамбылской области. Общий разведанный запас составляет 95 т золота, месторождения разрабатываются подземным способом, среднее содержание золота в руде составляет около 11 г/т. поскольку эти руды

содержат вредный мышьяк (0,1 - 0,75 %) и сурьму (до 0,005 %), добыча золота путем цианирования вызывает проблемы.

Мелкие месторождения в Центральном и Южном Казахстане (Юбилейное, Ушшоки, Пустынное, Мынарал, Енбекши) перерабатываются компанией «Балхаш АБС» на обогатительных фабриках, расположенных в поселке Шашубай и городе Приозерск. Они производят сплав золота общей мощностью 350 тыс. т/год, а также до 1 - 2,5 т/год.

Месторождение Жанан, расположенное в Семипалатинской области, разрабатывается открытым способом предприятием «Алтын тебе». Руды далее выщелачиваются насыпным способом. Объем производства составляет до 650-1000 кг золота в год [10].

Таблица 2 – Крупнейшие месторождения золота в Казахстане

Зона расположения	Месторождения
Северо-Казахстан	Васильков, Варваринское, Узбой, Сымбат, Комаровское, Жетикара Аккарга, Элекваторное
Центральный Казахстан	Аксу, Жолымбет, Бестобе, Енбекши, Пустынное, Майкайын, Кварцитовые горки
Восточно-Казахстанская	Бакыршык, Большевик, Суздальское, Васильевское, Риддер-Сокольной, Жанан, Касбулак, Акжал
Южно-Казахстан	Акбакай, Алтынтас, Аксакал, Бескемпир, Жаркулак, Карамурын, Далабай, Мынарал, Архарлы, Кумисти
Западный Казахстан	Юбилейное

Одним из крупнейших предприятий по добыче золота из комплексных (полиметаллических) руд золотосодержащих цветных металлов является «Казцинк». В нем золото добывается из свинцово-цинковых полиметаллических руд в качестве сопутствующего металла с годовой производительностью около 18 т. Компания «Казминералс», занимающаяся разработкой медных руд, добывает золото в качестве сопутствующего металла около 3,2-3,6 т в год. Содержание золота в сульфидных медных рудах Бозшакольского и Актогайского месторождений, принадлежащих компании 13, в среднем составляет 0,61-0,65 г/т.

Запасы золота в Казахстане будут разделены на 20 регионов. Среди них районы с развитой добычей Степняк-Бетобе, Калбинский, Майкаин, Рудный Алтай, Чу-Илийский, Кокшетауский, Мугалжарский, Южно-Джунгарский районы, для начала освоения месторождений - Жетыкара, Каратау, Чингис-Тарбагатай, Северный Балхаш, Северный джунгар, а для тех, кто требует исследования-Талас, Киргиз, Кендиктас-Кастек, К ним относятся Улытау - Аргынатынский, Ерментау - Ниязский, Сарысу - Тенгизский, Заилийский районы. Месторождения имеют 9 геолого - производственных типов: кварцево-

линейные, штокверковые, минеральные зоны, ветрозащитные пласты, россыпные, колчедано-полиметаллические, в том числе золото - серебристо - полиметаллические, порфиновые золото-медные, колчеданные золото - медные [12].



Рисунок 2 - Список стран с крупными запасами золота по состоянию на 2023 год, тонн [13]

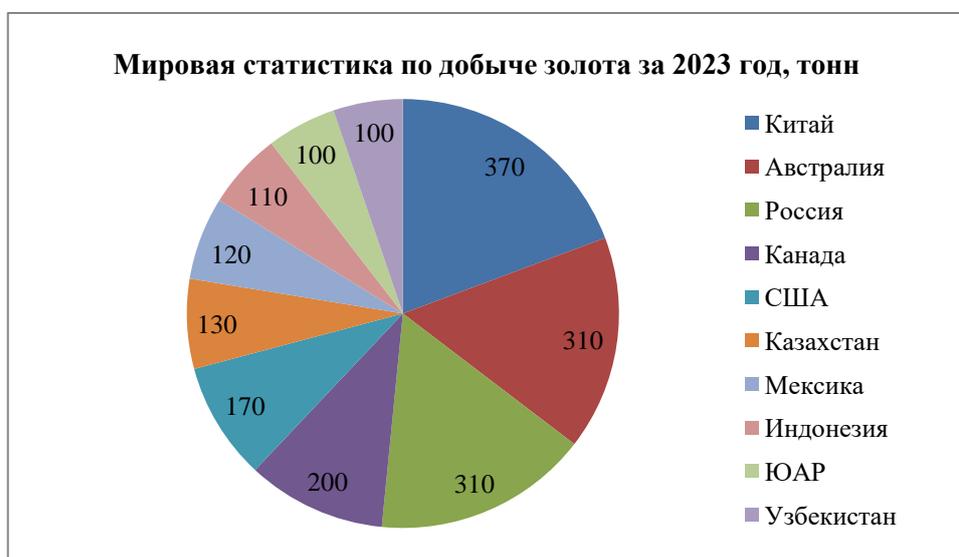


Рисунок 3 - Мировая статистика по добыче золота за 2023 год [14]

Запасы золота в республике оцениваются примерно в 800-1160 тыс. т. Среднее содержание золота в руде достигает 6,3 г/т, в освоенных месторождениях-до 9 г/т. Согласно последним данным, в стране насчитывается 343 месторождения, из которых около 200 являются коренными, более 100-комплексными и около 35 – россыпными. Большинство руд на частных золотых

приисках имеют низкое содержание основного металла и относятся к трудно обогащаемым рудам. Тем не менее, с точки зрения разработки, они относительно подходят для ведения горных работ, поэтому относятся к категории среднего уровня в мире [15].

1.3 Способы извлечение золотосодержащих руд

Для извлечения золота и других ценных компонентов из золотых руд используют различные обогатительные гидрометаллургические и пирометаллургические методы: ручную сортировку, гравитационное обогащение, флотацию, амальгамацию, цианирование, плавку. Чаще эти методы применяют в сочетании друг с другом, то есть обработка руд по комбинированным схемам. Выбор метода обогащения золотосодержащих руд зависит от вещественного состава, наиболее характерных свойств отдельных минералов, входящих в его состав, а также размеров и характера вкрапленности. Схемы обработки включают так же подготовительные операции: дробление, измельчение, классификацию, обесшламливание, обжиг. На большинстве современных золото извлекательных фабрик дробление руд осуществляют в две или три стадии. В настоящее время золото и серебро извлекают из коренных руд либо с помощью гидрометаллургических процессов, либо с применением комбинированных схем, в которых большую роль играют приемы обогащения различными методами. Так как добытая руда представляет собой крупные куски (до 500-1500 мм), то есть ее прежде всего дробят и измельчают [16].

1.3.1 Теоретические основы процесса выщелачивания золотосодержащих руд

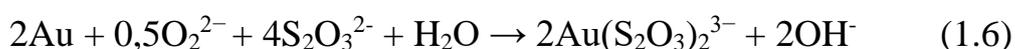
Методы выщелачивания золота. Известны способы тиокарбамидного, тиосульфатного, аммиачно тиосульфатного, сульфитного, хлоридного, йодидного, бромидного, а также с применением органических растворителей выщелачивания [17].

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

Процесс цианирования стал одним из наиболее часто используемых методов извлечения золота из руд. Использование такого способа, как выщелачивание золота цианидом, основано на свойствах металла, благодаря которым он не окисляется при обычных температурах. Кроме того, золото не растворяется в серной, соляной или азотной кислотах, но может быть растворено в царской водке (смесь азотной и соляной кислот). С другой

стороны, наиболее важным фактом о золоте, в данном случае, является то, что оно растворимо в разбавленных растворах цианида. По этой причине цианид применяется в качестве основного вещества в процессе выщелачивания с целью осуществления извлечения золота с помощью этого гидрометаллургического процесса.

Тиосульфат ($S_2O_3^{2-}$) - химическое соединение, широко используемое в фотографии и фармацевтической промышленности, было предложено в качестве замены цианида при выщелачивании золота. Как отмечает Кузугуденли, золото медленно растворяется в щелочном растворе тиосульфата. Скорость растворения зависит от концентрации тиосульфата, растворенного кислорода и температуры процесса и может быть увеличена путем добавления ионов меди. Золото образует стабильный анионный комплекс с тиосульфатом в соответствии со следующей реакцией:



Хотя комплекс тиосульфата золота стабилен после его образования, необходимы щелочные условия, чтобы предотвратить кислотный распад тиосульфата. Как отмечает Эйлмор, процесс выщелачивания с использованием тиосульфата катализируется медью и имеет ряд преимуществ по сравнению с традиционным процессом цианизации, несмотря на его медную скорость. Благоприятная скорость выщелачивания золота с использованием тиосульфата достигается в присутствии аммиака вместе с медью.

Выщелачивание золота кислыми растворами тиомочевины из халькопиритного концентрата, содержащего, %: Cu - 21; Fe - 36; SiO_2 - 6; а также золота - 36-40 г/т, серебра - 80-85 г/т и небольшие количества минералов кальция, алюминия, цинка, магния, кобальта, никеля, свинца и марганца, проводилось при Ж:Т = 10:1, начальном значении pH = 1, продолжительности контакта фаз до 8 ч с использованием в качестве окислителей пергидроля и сульфата оксида железа. В процессе исследования изучено влияние концентраций окислителей H_2O_2 и $Fe_2(SO_4)_3$, тиомочевины, pH и температуры на степень извлечения золота. При концентрации тиомочевины не более 0,05% и 5 г/л Fe^{3+} извлечение золота достигает 80 - 90%. Повышение концентрации тиомочевины более 10 г/л не приводит к росту извлечения золота. С увеличением продолжительности выщелачивания степень извлечения золота снижается. В интервале значений pH 1-4 извлечение золота снижается с 93,2 до 80%. Повышение температуры способствует увеличению перехода в раствор золота. Однако при температуре выше 45 °С тиомочевина становится нестабильной, что сопровождается снижением извлечения золота в раствор. Расход тиомочевины в процессе выщелачивания достигает 55 кг/т при использовании в качестве окислителя H_2O_2 и 20,6 кг/т при использовании $Fe_2(SO_4)_3$. Однако в последнем случае повторное использование выщелачивающего раствора возможно только после его очистки.

Выщелачивание золота и серебра тиосульфатом аммония из сульфидных золотосодержащих концентратов (I) и комплексного пиритного сырья (II) изучалось китайскими учеными [18]. Состав исследованных материалов, г/т-I/II: золота - 146,26:12,31; серебра - 295,33:1389,7; а также, %: меди - 6,2:5,97; свинца - 0,46:4,38; серы - 41,06:28,34; цинка - 0,25:1,33; железа - 39,15:26,04; кремнезёма - 41,06:28; оксида магния - 0,29:1,79; оксида алюминия - 0,25:0,02; оксида кальция - 0,39:3,58. В работе исследовано влияние температуры, крупности измельчения, концентрации меди (II), NH_4^+ , $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ и $\text{S}_2\text{O}_8^{2-}$ на выщелачивание золота и серебра из золотосодержащего концентрата (I) и комплексного пиритного сырья (II). В оптимальных условиях извлечение золота и серебра из (I) соответственно составило 95,97 и 86,99% и из (II) - 93,38 и 85,64%. Показано, что процесс выщелачивания лимитируется диффузией с кажущейся энергией активации для золота - 2,96 ккал/моль, а для серебра - 2,87 ккал/моль.

В Горном бюро США проведено исследование гидрометаллургической переработки комплексных свинцово-цинковых сульфидных руд с целью извлечения золота и серебра с применением кислых тиомочевинных растворов. Исходную руду измельчали до -0,1 мм и выщелачивали сначала солянокислым раствором FeCl_3 , содержащим 23 г/л Fe, затем остаток для извлечения золота и серебра выщелачивали сернокислым раствором тиомочевины, после чего соевым рассолом хлорида натрия извлекали свинец в форме дихлорида.

Операцию выщелачивания трихлоридом железа проводили при 90 °С в течение 6 час. При этом свинец и серебро в форме хлоридов оставались в нерастворимом остатке, а в раствор переходило около 50 % цинка.

Выщелачивание нерастворимого остатка кислым раствором тиомочевины проводили при 40 °С в течение 1-3 час при этом извлекали в раствор около 85 % золота и столько же серебра. С увеличением концентрации ТМ с 2 до 30 г/л извлечение золота и серебра повышалось с 55-65 до 80-87 % при расходе ТМ с 5 до 30 кг/т. Максимальное извлечение золота 80 % достигалось при концентрации серной кислоты в растворе равной 30 г/л. При добавке в раствор сульфата меди извлечение золота повышалось до 85 %. На извлечение серебра температура влияет незначительно, оптимальная температура выщелачивания золота - в пределах 40-73 °С. Отношение Ж:Т практически не оказывает влияния на извлечение золота, снижение Ж:Т до 21 % приводит к снижению извлечения серебра с 75 - 85 до 20 %.

Нерастворимый осадок, после отделения золотосодержащего тиомочевинного раствора, для извлечения из него хлорида свинца выщелачивали рассолом хлорида натрия при 50 °С в течение 1 час.

Выделение металлов из растворов проводили электролизом. При этом в анодном пространстве электролизёра, отделенного от катодного анионоселективной мембраной, регенерировали трихлорид железа. Исследователи КНР, в порядке уточнения условий выщелачивания золота и серебра из комплексных сульфидных концентратов тиосульфатом аммония, изложили результаты изучения влияния концентрации реагентов, температуры,

скорости перемешивания на степень извлечения золота и серебра. При установленных оптимальных параметрах процесс аммиачно-тиосульфатного выщелачивания испытан на укрупненной установке производительностью 100 кг в смену. При этом достигнуты следующие показатели извлечения, %: золота - 95,2, серебра - 81,2, меди - 91,1.

Экономическая оценка результатов полупромышленных испытаний на установке производительностью 10 т/сутки показала, что капитальные затраты окупаются в течение 3 лет. Показано, что процесс может быть использован для переработки упорных для цианирования сульфидных концентратов. В отличие от цианистого процесса разработанный способ отличается отсутствием токсичных стоков.

Результаты исследования кинетики процесса тиосульфатного выщелачивания золота из хвостов флотации свинцово-цинковых руд приведены в работе. Для исследования использовали хвосты, содержащие, г/т: золота - 1,75, серебра - 22,5, а также, %: цинка - 0,7, свинца - 0,5, железа - 11,1, меди - 0,4, силикатной породы - остальное. Выщелачивание проводили при плотности пульпы 20 %, концентрации в жидкой фазе пульпы S_2O_2 - 0,125 моль/дм в условиях непрерывной аэрации пульпы воздухом, подаваемым со скоростью 2000 см/мин. Температуру поддерживали в пределах 24-50 °С. Энергия активации исследуемого процесса составила 48,53 кДж/моль, что характерно для процессов, лимитируемых скоростью химической реакции. В оптимальных условиях (50 °С, продолжительности - 90 мин) извлечение в раствор составило, %: золота - 99, серебра - 27, железа - 0,2, цинка - 1,4, свинца - 43, меди - 36. Проведено экономическое сопоставление тиосульфатного выщелачивания золота из бедных продуктов с цианидным способом.

Цианид (CN), единственный атом углерода, тройно связанный с атомом азота, оказался чрезвычайно полезным при извлечении золота из руды. С помощью процесса, называемого "цианирование золота", "сорбционное цианирование" или "добыча цианидного выщелачивания", цианид используется для извлечения золота из горной породы. Хотя цианид является одновременно эффективным и экономичным веществом, его использование и транспортировка представляют значительные экологические риски. Цианид связывается с ионами золота и делает их растворимыми в воде, тем самым позволяя отделиться от породы [19]. Цианидное "кучное выщелачивание" используется для получения руды очень низкого качества, а иногда и для переработки отходов других методов добычи (например, остатков шахтных "хвостов"). Большой открытый холм руды опрыскивают раствором цианида, который со временем просачивается сквозь породу. Полученная жидкость собирается на дне, и золото химически извлекается. Сорбционное выщелачивание извлекает меньше золота, чем переработка руды на мельнице, но оно также гораздо дешевле. Существует несколько альтернатив цианиду для переработки низкокачественных руд, но ни одна из них на сегодняшний день не используется очень широко. Но эти альтернативы либо дороги, токсичны, либо менее эффективны и недостаточно изучены.

1.4 Основы электролитического процесса получения золота

Процесс электролиза завершается технологическим процессом переработки концентрата, полученного при регенерации товарного элюата, в результате чего под действием электрического тока золото и серебро отделяются от раствора в катодный осадок. В дальнейшем он будет направлен на плавление и очистку.

Электролиз – это процесс, в котором химические реакции происходят под действием постоянного электрического тока.

Для того чтобы осуществить процесс электролиза, необходимо в раствор электролита опустить два электрода, один из которых присоединяется к положительному знаку источника тока и называется анодом, а другой – к отрицательному и служит катодом. Катод имеет отрицательный потенциал, соответственно из раствора он притягивает к себе положительно заряженные частицы, которые называются катионами, а анод с положительным потенциалом притягивает ионы с отрицательным зарядом, то есть анионы. Таким образом, под действием электролитического поля в раствор электролита возникает направленное движение ионов разных знаков.

При достижении поверхности катода ионом положительного знака – катионом – происходит процесс восстановления иона вследствие захвата им электрона. Встречаясь с анодом, анионы – отрицательно заряженные частицы – отдают свои избыточные электроны и происходит процесс окисления. Таким образом, в зависимости от полярности приложенного электрического поля, на электродах протекают окислительные и восстановительные реакции. Восстановительные реакции, которые протекают на поверхности катода, называются катодным процессом, а реакции окисления на поверхности анода, называются анодным процессом.

В связи с механизмом образования на границе электрода с раствором двойного электрического слоя зарядов происходит возникновение электродных потенциалов, один на металле, а другой на поверхности электрода в виде ионов. Под действием электрического поля, возникающего при использовании внешнего источника тока, на одном из электродов появляется избыток отрицательных зарядов и около него располагаются катионы раствора, а на другом электроде возникает избыток положительных зарядов, вследствие чего около него располагаются анионы.

Величина электродных потенциалов является важной характеристикой электрохимических процессов, происходящих при электролизе. Изменение значения электродного потенциала при пропускании через электрод постоянного электрического тока называется поляризацией электрода. Величина поляризации, то есть разница между значением потенциала электрода под током и равновесным потенциалом, зависит от плотности тока. Помимо этого, величина поляризации зависит от других факторов: температуры, состава раствора и некоторых других [20].

Электролиз относится к электрохимическим методам осаждения благородных металлов и по сравнению с химическими и цементационными методами получения золотосодержащей продукции, является наиболее эффективным. Принципиальное преимущество электролиза перед другими методами состоит в том, что он позволяет получить продукт в более компактном и концентрированном виде по отношению к извлекаемому драгметаллу, не применяя при этом длительных и трудоемких операций доводки шламов и последующей подготовки к аффинажу. Электролиз позволяет заметно сократить расход реагентов, устранить загрязнение примесями обеззолоченных растворов, которые в последующем используются в обороте, увеличить в целом культуру производства.

В настоящее время электролиз золота из растворов является основным промышленным методом получения товарной продукции на всех действующих сорбционных золотоизвлекательных фабриках.

Щелочной элюат, получаемый в процессе десорбции с угля, подвергается электролизу с целью выделения содержащихся в нем золота и серебра в катодный осадок, который содержит в своем составе 90 – 95 % суммы благородных металлов.

Электролитическое выделение золота из щелочных элюатов имеет преимущество перед электролизом тиокарбидных товарных реагентов. Преимущество заключается в том, что при электролизе щелочных элюатов нет необходимости разделять анодное и катодное пространство ионообменной мембраной, которая предотвращает разложение тиомочевины на аноде [18].

Широкий интерес вызывает механизм восстановления золота на катоде. Как известно, после процесса десорбции с угля золото переходит в щелочной элюат в виде отрицательно заряженного цианистого комплекса $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$. По логике процесса такой анион должен восстанавливаться на аноде. Однако при электролизе щелочных элюатов золото выделяется на катоде в металлическом виде. В данном случае можно предположить, что отрицательно заряженный комплекс $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ под действием электрического тока распадается на катион Au^+ и свободный ион CN^- по реакции:



А после этого катион Au^{2+} восстанавливается на катоде до металла:



Побочной реакцией на катоде является реакция восстановления водорода:



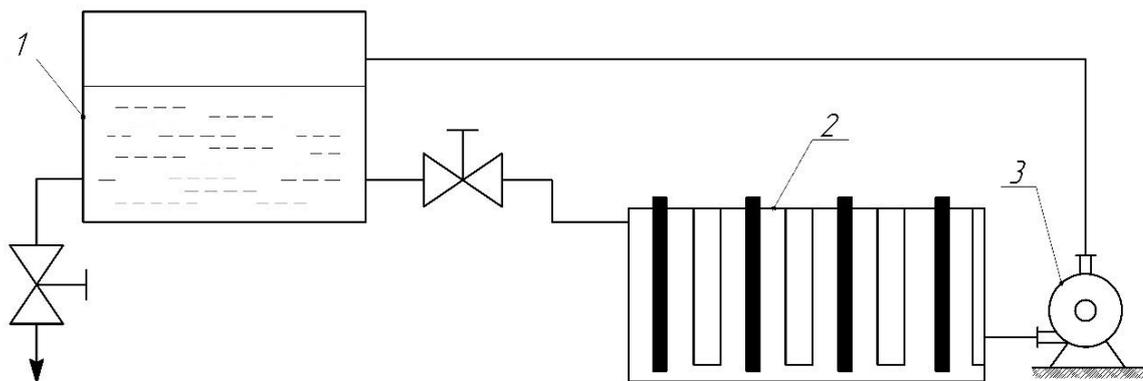
На аноде протекает следующая реакция:



1.4.1 Технологические режимы и основные параметры процесса электролиза

Организовать процесс электролиза можно по циркуляционной или прямоточной схемам. Работа электролизера в каждой из этих схем имеет свои особенности. Щелочной элюат закачивается в напорную емкость (1), которая располагается над электролизером (2) и поступает самотеком в электролизную ванну. Раствор, выходящий из электролизера насосом (3) снова закачивается в напорную емкость. Таким образом, в процессе электролиза происходит циркуляция раствора между напорной емкостью и электролизером до тех пор, пока в растворе не будет достигнута заданная остаточная концентрация золота и серебра. В этом случае режим электролиза выбирают таким, чтобы обеспечить максимальную скорость осаждения металлов на катоде. В циркуляционном режиме, при оптимально выбранных параметрах процесса, концентрация золота в растворе снижается примерно в 2 раза через каждые 2 часа.

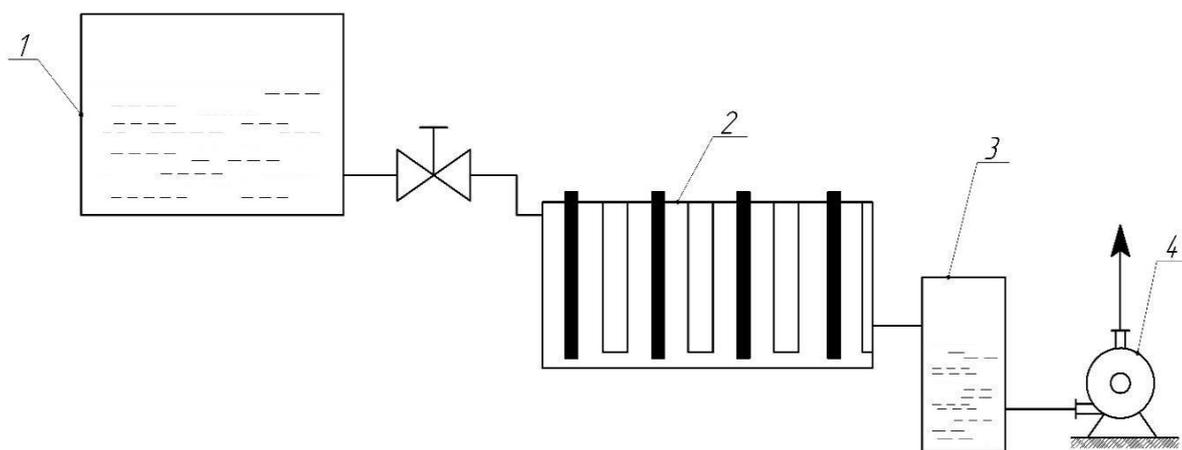
Схема работы электролизной установки в циркуляционном режиме представлена на рисунке 4.



1 – напорная ёмкость; 2 – электролизер; 3 – химический насос

Рисунок 4 – Циркуляционный режим работы электролизера

В прямоточном режиме электролизер работает с последовательным перетоком раствора из одной камеры в другую. Схема работы электролизной установки в прямоточном режиме представлена на рисунке 5.



1 – напорная емкость; 2 – электролизер; 3 – ёмкость отстойник; 4 – химической насос

Рисунок 5 –Прямоточный режим работы электролизера

В данном случае электролит однократно проходит через электролизер. Скорость прохождения раствора задается такой, чтобы по окончании процесса была достигнута заданная степень извлечения.

Основными технологическими параметрами процесса электролиза являются плотность тока, температура, скорость потока раствора и напряжение на электролизной ванне [21].

Плотность тока – это количество электричества, протекающее через единицу площади электрода. Выражается плотность тока в амперах на квадратный дециметр или квадратный метр (А/дм^2 , А/м^2) и обозначают буквой D . От плотности тока зависит скорость и количество осаждаемого на катоде металла.

Процесс электролиза золота и серебра осуществляется при плотности тока от 20 до 60 А/м^2 . Проводить процесс электролиза при плотности тока менее 20 А/м^2 нецелесообразно, так как осаждение золота идет не на предельном диффузионном токе.

При возрастании плотности тока от 20 до 60 А/м^2 скорость осаждения благородных металлов на катоде растет почти прямо пропорционально. При плотности тока свыше 60 А/м^2 не происходит возрастания скорости процесса, при этом происходит снижение выхода металла по току и значительно возрастает расход электроэнергии, а также повышается износ катодов и анодов. В этом отношении прямоточный электролизер должен работать с очень большими плотностями тока, чтобы частицы золота, восстановленные на катоде, отслаивались и выпадали в осадок в виде шлама. Выход по току у этого электролизера гораздо ниже по сравнению с циркуляционным.

Повышение температуры электролита позволяет увеличить скорость электролиза примерно в 1,9 раза. Ведут процесс электролиза обычно при температуре электролита от 50 до 60 °С.

Рост скорости потока раствора через катодные камеры также вызывает увеличение скорости осаждения металлов. При циркуляционном режиме работы электролизера обеспечивается более высокая скорость потока раствора, чем при прямоточном. Связано это с тем, что при прямоточном режиме необходимо поддерживать такую проточную скорость раствора, чтобы за один проход обеспечить как можно более полное осаждение золота, тогда как при циркуляционном режиме этого не требуется.

1.4.3 Выделение золота электролизом из раствора сернокислый тиомочевина

В настоящее время добыча золота развита на несколько более высоком уровне. После получения золота сорбционным процессом из золотосодержащих руд и промышленных возвратных материалов дальнейшая переработка в очищенную товарную продукцию выполняется несколькими способами. К ним относятся: хлорирование, цементация, электролиз, Амальгамы и т. д. подход, рассматриваемый в данном дипломном проекте, заключается в выделении золота методом электролиза, в том числе путем электролиза из раствора сернокислого тиомочевина.

Ниже приведены методы извлечения золота из товарного регенерата, содержащего золото, в катодное золото с помощью метода электролиза.

Известен способ выделения золота и серебра из раствора сернокислого тиомочевина методом электролиза с использованием катодов из сетки из нержавеющей стали. Недостатками этого метода являются большое количество золота и серебра, которые остаются на внутренней металлической поверхности корпуса электролизера и на поверхности катодов после выхода катодного осадочного электролизера, что затрудняет получение точной информации о массе золота и серебра на этой странице [22].

Также известен способ отделения золота и серебра от кислого раствора тиомочевина в многокамерном электролизере, в котором используется катод из титана. Для получения металлов, сидящих на катодах, извлекают из электролизера, промывают водой, в цианистом электролите металлы растворяют электролизом и втягивают в плоский катод, сидя в виде суммарного ковша. Недостатками такого подхода являются необходимость замены катодов и более сложные технологии.

Существует метод отделения золота и серебра из раствора тиомочевина электролизом. Этот подход предусматривает рассадку металлов и отложение отложений на катоде, выполненном в виде набора (набора) вертикальных титановых пластин. Электролиз происходит при непрерывном прохождении раствора через катод, расположенный в первичной камере, и в электролизере с шестью катодными камерами с плотностью катодного тока $25-60 \text{ А/м}^2$ и удельной производительностью $4,5-10,2 \text{ л/м}^2 \cdot \text{ч}$. В нем происходит накопление в осадок металлов отрицательного потенциала, равного потенциалу катода.

Электролиз золота выполняется при прохождении раствора через камеру с шестью катодами в последовательной цепи. Основным преимуществом этого вида электролиза является то, что общее выделение золота и серебра достигает 98%. Недостатки метода – на отдельной катодной поверхности низкая удельная производительность электролизера, высокая масса, при которой золото и серебро оседают на катодах, недостаточна, чтобы получить остатки золота и серебра с катодной поверхности путем растворения металлов в царской водке, в результате чего товарный продукт не виден в растворе, а разделение растворенных металлов на товарный продукт требует дополнительных материальных и трудовых затрат, а также имеет десять катодных камер низкий коэффициент использования оборудования при применении данного метода в промышленном электролизере, и быть связанным с высокими потерями электрической энергии при электролизе золота и серебра.

Товарный регенерат, получаемый в результате операции десорбции золота и серебра из смолы, показан в виде раствора сернокислого тиомочевина, где катионные тиомочевинные компоненты составляющих благородных металлов представлены в виде $[\text{AuCS}(\text{NH}_2)_2]^{2+}$, $[\text{AgCS}(\text{NH}_2)_2]^{2+}$. Прямое осаждение золота при электролизе происходит на поверхности катода, в результате чего Ион тиомочевинного комплекса золота восстанавливается. Основной характеристикой протекающего катодного процесса является величина потенциала деления золота, равная +0,2 В. Величина катодного потенциала зависит от силы тока, протекающего через раствор электролита.

Основными технологическими параметрами процесса электролиза являются плотность тока (I), температура (T), скорость потока раствора и напряжение в ванне электролиза (U).

Плотность тока-это количество электризации, проходящей через площадь одного электрода. Плотность тока метры или дицметры означают, сколько тока вам нужно в квадрате. Плотность тока является наиболее фундаментальной характеристикой процесса электролиза, поэтому от этого зависят количество и скорость осаждения металла на катоде.

Электролиз золота и серебра выполняется при плотности тока от 20 до 50-60 A/m^2 . При увеличении плотности тока от 20 до 60 A/m^2 скорость осаждения благородных металлов на катод увеличивается, скорость процесса выше 60 A/m^2 замедляется.

Скорость электролиза увеличивается с увеличением температуры раствора, как показано в исследованиях. При повышении температуры электролита от 25 до 500 °С скорость осаждения золота увеличивается примерно в 1,9 раза.

Увеличение скорости потока раствора через катодную камеру электролизера приводит к увеличению скорости процесса электролиза. В разделе электролиза, рассматриваемом в дипломном проекте, находится электролизер из титана.

1.5 Обзор существующего аппаратного оформления процесса электролиза

Электролизером называется аппарат, в котором осуществляют процесс электролиза. Минимально необходимыми составными частями электролизера являются:

- катод;
- анод;
- корпус (ванна).

В рабочем состоянии электроды погружены в электролит, заполняющий корпус электролизера.

Все электролизеры, описанные в литературе, образуют четыре группы:

I – электрохимические реакторы (ЭХР) – предназначены для получения товарных продуктов: газов (водорода, хлора, фтора), металлов (меди, никеля, цинка, алюминия, магния и многих других), неорганических и органических продуктов электросинтеза;

II – электрохимические (гальванические) ванны (ЭХВ) – служат для электрохимической обработки поверхности металлических или неметаллических деталей;

III – электрохимические приборы (ЭХП) (их называют также хемотронными приборами или хемотронами) – образуют группу электрохимических преобразователей информация различных видов. Простейшим и старейшим электрохимическим прибором является кулонометр, а к современным относятся электрохимические диоды, интеграторы, датчики давления скорости, вибрации и многие другие, преобразующие как электрические, так и неэлектрические величины;

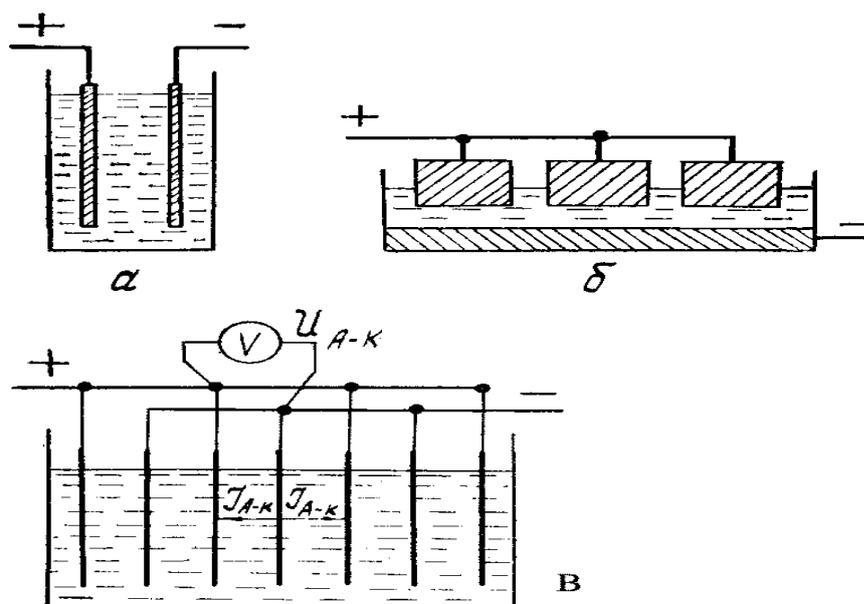
– электрохимические станки (ЭХС) – представляют собой комплексы агрегатов, с помощью которых осуществляется размерная анодная обработка металлических деталей – электросверление, электрофрезерование и другие операции, основанные на избирательном анодном растворении с применением фигурных катодов [23].

Различаются электролизеры с электродами монополярными и биполярными (рисунок 7, 8).

Первые из них составляют большинство в электрохимической технологии.

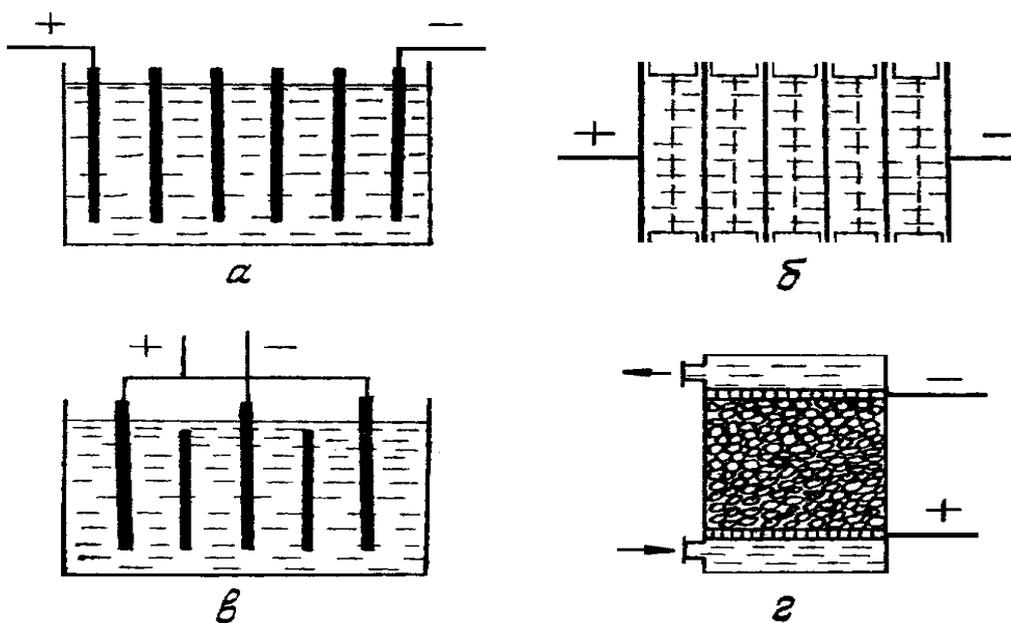
В промышленных электролизерах применяются электроды разнообразной формы и конструкции: плоские, цилиндрические, сетчатые, перфорированные, проволочные, стержневые, шариковые, кусковые и другие.

Условно их можно объединить в три группы электродов: сплошные, не сплошные, насыпные (рисунок 9, 10, 11).



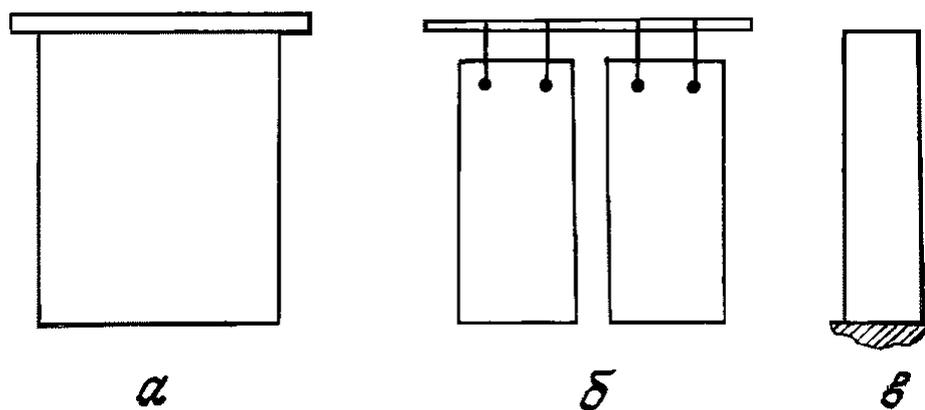
а – элементарная электролизная ячейка; б – электролизер с параллельным включением анодов; в – электролизер с плоскопараллельными чередующимися электродами

Рисунок 7 – Варианты монополярных электролизеров



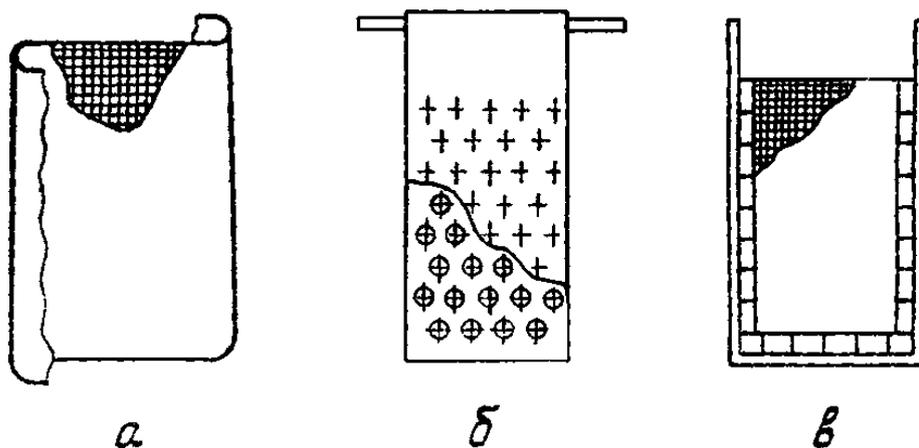
а – электролизная ванна для рафинирования меди; б – электролизер для получения водорода и кислорода; в – гальваническая ванна меднения; г – электролизер с насыпными электродами для получения перманганата калия (стрелками показано направление циркуляции электролита)

Рисунок 8 – Варианты биполярных электролизеров



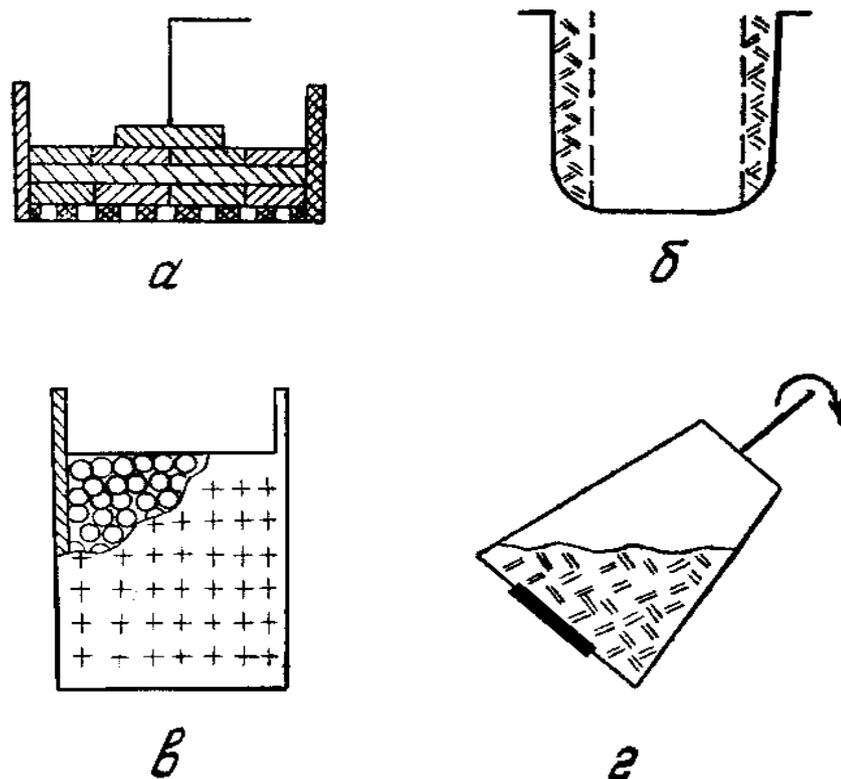
а – катод-матрица для получения катодных основ; б – комплект анодов гальванической ванны; в – графитовый анод хлорного диафрагменного электролизера

Рисунок 9 – Варианты сплошных электродов



а – часть сетчатого катода хлорного электролизера, б – перфорированный анод электролизера для электроэкстракции марганца; в – сетчатый анод электролизера для получения пероксодвусерной кислоты

Рисунок 10 – Варианты не сплошных электродов



а – анод электролизера для рафинирования серебра; б – анод электролизера для рафинирования металла из расплава; в – анод гальванической ванны; г – катод колокольной гальванической ванны

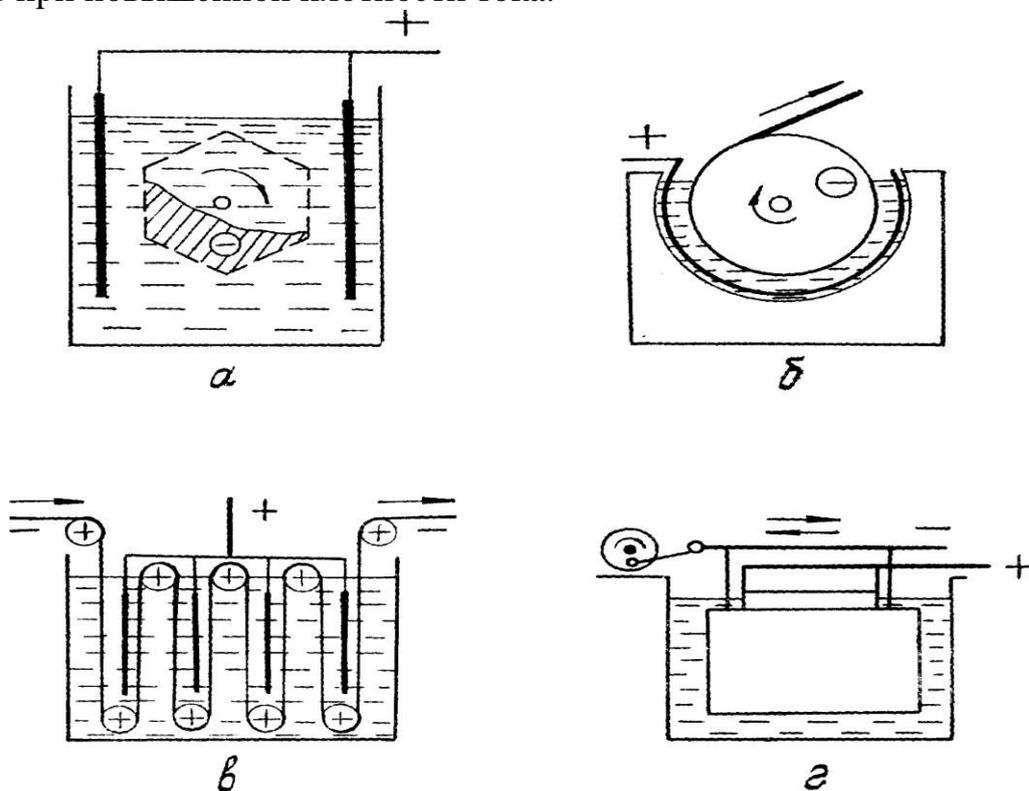
Рисунок 11 – Варианты насыпных

Типичными для прикладной электрохимии являются неподвижные электроды, однако в ряде случаев применение подвижных катодов, которые вращаются, трясутся или перемещаются линейно, позволяет резко интенсифицировать технологический процесс.

Характерными среди них можно считать барабанные и колокольные гальванические ванны, в которых насыпной катод перемещается при вращении барабана, причем детали движутся неравномерно и по сложной траектории (рисунок 12 а). Вызывают практический интерес барабанные электролизеры для получения медной или никелевой фольги, товарного цинка с вращающимися вместе катодной основой и осаждаемым металлом, который затем отделяется от барабана (рисунок 12 б). Давно известны автоматы для гальванического цинкования стальной проволоки, лужения стальной ленты и других аналогичных операций. В них «бесконечный» катод перемещается линейно горизонтально или вертикально (рисунок 12 в). Существуют гальванические ванны с качающимися или вибрирующими катодными штангами; возвратно-поступательное или осевое движение катодов осуществляется с помощью эксцентриковых устройств (рисунок 12 г).

Линейное перемещение ртутного катода наблюдается в хлорном электролизере (рисунок 12 а). Ртуть течет самотеком, постепенно обогащаясь амальгамой натрия.

Электролизеры с подвижными электродами достаточно сложны конструктивно и трудны в эксплуатации. Их серьезным преимуществом является возможность в той или иной степени интенсифицировать процесс, т.е. вести электролиз при повышенной плотности тока.



а – барабанная гальваническая ванна; б – щелевой электролизер для получения металлической ленты; в – гальваническая ванна для нанесения покрытия на проволоку или ленту; г – гальваническая ванна с качающимся катодом

Рисунок 12 – Варианты электролизеров с подвижным катодом

Электролизеры с перемешиваемым электролитом многочисленны и разнообразны, как разнообразны способы перемешивания.

Различают следующие способы перемешивания:

- естественные;
- принудительные.

Естественное перемешивание происходит за счет газов, образующихся электрохимически (водорода, кислорода, хлора).

Принудительное перемешивание осуществляется при неинтенсивной проточности, с помощью мешалки, с помощью барботирующего воздуха, качающимися или вращающимися катодами.

2 Экспериментальная часть

2.2 Расчет технологического процесса

2.2.1 Расчет материального баланса

Таблица 3 – Электролитическому рафинированию подвергается анодный сплав следующего состава, %:

Au	Ag	Pb	Pt	Pd	Fe	Cu	Прочие
90	3	2	0,001	0,001	0,5	0,5	3,998

Электролиз ведут в ванне объёмом 25 л. Количество анодов – 15, масса каждого – 2 кг. Вес 15 анодов составляет 120 кг. Выход анодного скрапа – 10%. Принимаем, что все примеси растворяются полностью. Содержание золота в исходном электролите – 150 г/л. Катодный выход по току – 95 %. Сила тока на ванне – 2000 А. Далее находим массу всех элементов по пропорции:

$$\frac{120 \text{ кг} - 100 \%}{X_{\text{Me}} - \omega_{\text{me}}} \quad (2,1)$$

Таблица 4 – Анодные массы всего компонента, кг

Au	Ag	Pb	Pt	Pd	Fe	Cu	Прочие
108	3,6	2,4	0,0012	0,0012	0,6	0,6	4,7976

$$\frac{m_{\text{анод.Ме}} \text{ кг} - \omega_{\text{ме}} \%}{X_{\text{скрап.Ме}} - \omega_{\text{скрап}}} \quad (2,2)$$

Таблица 5 – Масса всех компонентов скрап и отходов, кг

Au	Ag	Pb	Pt	Pd	Fe	Cu	Прочие
10,8	0,36	0,24	0,00012	0,00012	0,06	0,06	0,47976

$$m_{\text{анод.без.скрап}} = m_{\text{анод}} - m_{\text{скрап}} \quad (2,3)$$

Таблица 6 - Состав анода без скрапа

Au	Ag	Pb	Pt	Pd	Fe	Cu	Прочие
97,2	3,24	2,16	0,00108	0,00108	0,54	0,54	4,31784

1) Ниже показана масса золота, полученного на катоде, содержание примесей золота и металлов в электролите, использованном после растворения анодов.

$$q_{Me} = \frac{A}{F}; \Gamma \quad (2,4)$$

$$q_{Au} = \frac{197}{3 \cdot 26,8} = 2,45z$$

$$q_{Ag} = \frac{108}{1 \cdot 26,8} = 4,02z$$

$$q_{Pb} = \frac{207,19}{2 \cdot 26,8} = 3,86z$$

$$q_{Pt} = \frac{195,09}{4 \cdot 26,8} = 1,82z$$

$$q_{Fe} = \frac{55,8}{2 \cdot 26,8} = 1,042z$$

$$q_{Cu} = \frac{63,54}{2 \cdot 26,8} = 1,185z$$

$$q_{Pd} = \frac{106,4}{2 \cdot 26,8} = 1,98z$$

2) Удельный расход электричества на анодное растворение 1 г металла:

$$\sigma_{Me} = \frac{1}{q_{Me}}; A \cdot \Gamma / \text{ч} \quad (2,5)$$

$$\sigma_{Au} = \frac{1}{q_{Au}} = \frac{1}{2,45} = 0,408 A \cdot \Gamma / \text{ч}$$

$$\sigma_{Ag} = \frac{1}{q_{Ag}} = \frac{1}{4,02} = 0,248 A \cdot \Gamma / \text{ч}$$

$$\sigma_{Pb} = \frac{1}{q_{Pb}} = \frac{1}{3,86} = 0,259 A \cdot \Gamma / \text{ч}$$

$$\sigma_{Pt} = \frac{1}{q_{Pt}} = \frac{1}{1,82} = 0,549 A \cdot \Gamma / \text{ч}$$

$$\sigma_{Fe} = \frac{1}{q_{Fe}} = \frac{1}{1,042} = 0,959 A \cdot \Gamma / \text{ч}$$

$$\sigma_{Cu} = \frac{1}{q_{Cu}} = \frac{1}{1,185} = 0,844 A \cdot \Gamma / \text{ч}$$

$$\sigma_{Pd} = \frac{1}{q_{Pd}} = \frac{1}{1,98} = 0,505 A \cdot \Gamma / \text{ч}$$

3) Удельный расход электричества на растворение 1 г анодов

$$\sigma_a = \sigma_{Au} \cdot \beta_{Au} + \sigma_{Ag} \cdot \beta_{Ag} + \sigma_{Cu} \cdot \beta_{Cu} + \sigma_{Pb} \cdot \beta_{Pb} + \sigma_{Pt} \cdot \beta_{Pt} + \sigma_{Pd} \cdot \beta_{Pd} + \sigma_{Fe} \cdot \beta_{Fe} = 0,408 \cdot 0,90 + 0,248 \cdot 0,03 + 0,844 \cdot 0,005 + 0,259 \cdot 0,02 + 0,549 \cdot 0,00001 + 0,505 \cdot 0,000001 + 0,959 \cdot 0,005 = 0,388 \text{ А} \cdot \text{г/ч}$$

4) доля электричества, затрачиваемого на растворение отдельных компонентов анода:

$$P_{Au}^{\circ} = \frac{\sigma_{Au} \cdot \beta}{\sigma_a} \quad (2.6)$$

$$P_{Au}^{\circ} = \frac{0,408 \cdot 0,90}{0,388} = 0,95$$

$$P_{Ag}^{\circ} = \frac{0,248 \cdot 0,03}{0,388} = 0,019$$

$$P_{Pb}^{\circ} = \frac{0,259 \cdot 0,02}{0,388} = 0,013$$

$$P_{Cu}^{\circ} = \frac{0,844 \cdot 0,005}{0,388} = 0,011$$

$$P_{Pt}^{\circ} = \frac{0,549 \cdot 0,00001}{0,388} = 0,139 \cdot 10^{-4}$$

$$P_{Pd}^{\circ} = \frac{0,505 \cdot 0,1 \cdot 10^{-5}}{0,388} = 0,12 \cdot 10^{-5}$$

$$P_{Fe}^{\circ} = \frac{0,959 \cdot 0,005}{0,388} = 0,0124$$

5) средняя продолжительность растворения 24,3 кг золота анодов:

$$\tau = \frac{m_{Au}^a}{q_{Au} \cdot I \cdot P_{Au}^{\circ}} = \frac{24300}{2,45 \cdot 2000 \cdot 0,95} = 5,2 \text{ ч} \quad (2,.7)$$

б) масса золота, осаждающегося на катоде за 5,2 ч:

$$m_{Au}^k = q_{Au} \cdot I \cdot \tau \cdot \eta^K = 2,45 \cdot 2000 \cdot 5,2 \cdot 0,95 = 24,210 \text{ г} \quad (2,.8)$$

7) концентрация в отработанном электролите станет равной:

$$C_{Au}^{omp} = \frac{C_{ucx} - (m_{Au}^a - m_{Au}^k)}{V} = 150 - \frac{24300 - 24100}{25} = 146,4 \text{ г/л} \quad (2,.9)$$

Таблица 6 - Материальный баланс электролитического рафинирования золота

Поступило		Аноды	Скрап	Шлам	Электролит	На катоде	Итого
Ag	%	3	0,3	2,7	-		3
	кг	3,6	0,36	3,24	-	-	3,6
Pb	%	2	0,2	1,8	-		2
	кг	2,4	0,24	2,16	-		2,4
Pt	%	0,001	0,0001	0,00108	-		0,001
	кг	0,0012	0,00012	0,00108	-		0,0012
Pd	%	0,001	0,0001	0,00000002			0,001
	кг	0,0012	0,00012	0,0000247	-		0,0012
Fe	%	0,5	0,05	0,45	-		0,5
	кг	0,6	0,06	0,54	-		0,6
Cu	%	0,5	0,05	0,45	-		0,5
	кг	0,6	0,06	0,54	0,00154		0,6
Прочие	%	3,998	0,3998	3,5982	-		3,998
	кг	4,7976	0,47976	4,31784	-		4,7976
Итого	%	100	10	89,8	-	0,20175	100
	кг	120	12	107,76	-	0,24210	120

2.2.3 Расчет напряжения в ванне

Напряжение в ванне определяется напряжением разложения в водном растворе кислоты и/или соли с анионом NO_3^- или SO_4^{2-} в концентрации 100-250 г-ион/л, падением напряжения в электролите, падением напряжения в проводнике, анодном и катодном соединениях, падением напряжения в стержне, силой тока в цепи и сопротивлением пленок шлама. Их расчетом была определена общая величина напряжения в ванне (3,394 В).

Напряжение в ванне состоит из следующих величин, В

$$U = E + E_{\text{эл}} + E_{\text{к}} + i \cdot r \quad (2,.10)$$

где E – напряжение разложения соли с анионом NO_3^- или SO_4^{2-} ;

$E_{\text{эл}}$ – падение напряжения в электролите;

$E_{\text{к}}$ – падение напряжения на проводнике, анодном и катодном соединениях, стержне, В;

I – сила тока в цепи, А;

r – сопротивление слизистых оболочек, В.

Расчет напряжения разложения сульфатной соли меди:

e = теоретическое значение анодного потенциала

$\varphi_{\text{а}} - \varphi_{\text{к}} - (-1,23)$ В.

Перенапряжение кислорода на свинцовом аноде – (- 0,58) В.

$$\varphi_a = -1,23 - 0,58 = -1,81 \text{ В} \quad (2.11)$$

Катодный потенциал может быть получен из следующих данных: концентрация меди в растворе $0,75 \text{ г} \cdot \text{моль}/\text{дм}^3$, активные коэффициенты ионов меди $0,0575$, значение поляризации катода $0,08 \text{ В}$. катодный потенциал при $35 \text{ }^\circ\text{C}$:

$$\varphi_k = \varphi_o + (RT \ln C_{\text{Cu}} a_{\text{Cu}}) / (nF) - \eta_{\text{Cu}} = -0,762 + (8,316 \cdot 308 \cdot 2,303 \cdot \lg 0,75 \cdot 0,0575) / (2 \cdot 96500) - 0,08 = -0,88 \text{ В}$$

Разность потенциалов на электроде:

$$E = -1,81 - 0,88 = -2,69 \text{ В} \quad (2.12)$$

Мы определяем падение напряжения в электролите на графике. Плотность тока составляет $450 \text{ А}/\text{м}^2$, расстояние между электродами 3 см и $0,48 \text{ В}$ на $120 \text{ г}/\text{дм}^3$ кислоты раствора.

в) падение напряжения в связи составляет $0,08 \text{ В}$, на катодном стержне $0,02 \text{ В}$, на бортовой шине $0,03 \text{ В}$.

Падение напряжения в шламе на 30% называют $0,48 \cdot 0,3 = 0,144 \text{ В}$. общее количество напряжения в ванне:

$$U = 2,69 + 0,48 + 0,144 = 3,394 \text{ В} \quad (2.13)$$

Таблица 7 - Баланс напряжения в ванне

Статьи баланса	Падение напряжения	
	В	%
Напряжение разложения с анионом NO_3^- или SO_4^{2-}	2,690	79,3
Падение напряжения в электролите	0,480	14,1
Падение напряжения в контакте	0,030	0,9
Падение напряжения на катодном шланге	0,020	0,6
Падение напряжения на бортовой шине	0,030	0,9
Падение напряжения в шламе	0,144	4,2
Общее напряжение в ванне	3,394	100

2.2.5 Расчет теплового баланса в ванне

Поступающие тепловые статусы состоят из тепла, поступающего от источника тока во время электролиза, и тепла, поступающего с раствором. А исходящее тепло состоит из тепла, которое уходит с обработанным электролитом, тепла, которое теряется через стенку электролизера, тепла, которое теряется с катодом и другими потерями.

Поступающее тепло:

а) количество тепла от источника тока при электролизе:

$$Q_1 = 0,239RI^2\tau \quad (2.14)$$

где R- сопротивление электролита, Ом;

I - сила тока, А;

τ - время, час.

$$Q_1 = 0,239 \cdot 0,00001323 \cdot 450^2 \cdot 12 \cdot 3600 = 27,671 \text{ кДж} \quad (2.15)$$

б) количество тепла, поступающего с раствором, поступающим в электролизер:

$$Q_2 = cmt, \text{ кДж} \quad (2.16)$$

где: c-теплоемкость раствора, 0,82 ккал · кг · град;

t-температура раствора, 50 °С;

m-масса раствора, кг.

$$Q_2 = 4,19 \cdot 7 \cdot 1,35 \cdot 50 = 1906,7 \text{ кДж} \quad (2.17)$$

Общее тепло, поступающее в электролизер

$$\sum Q_{\text{пост}} = Q_1 + Q_2 = 27,671 + 1906,7 = 1937 \text{ кДж.} \quad (2.18)$$

Исходящее тепло

Удельная теплоемкость 0,8 ккал·кг · град:

$$Q_1 = (7 \cdot 1,3 - 0,0241) \cdot 46 \cdot 4,19 = 1748,12 \text{ кДж} \quad (2.19)$$

Количество тепла, теряемого стенкой электролизера:

$$Q_3 = \frac{\lambda \cdot F \cdot (t_n - t_{вн})}{\delta}; \text{ кДж} \quad (2.20)$$

где λ – коэффициент теплопроводности материала;

F – площадь поверхности свай электролизерной ванны, м²;

t_n – температура раствора в электролизной ванне, °С;

$t_{вн}$ – температура наружного воздуха, °С;

δ – толщина стенки электролизера, мм.

$$Q_3 = \frac{\lambda \cdot F \cdot (t_n - t_{вн})}{\delta} = \frac{22 \cdot 5,92 \cdot (50 - 20)}{0,03} = 130,24 \text{ кДж} \quad (2.21)$$

Количество тепла, теряемого катодом и другими:

$$Q_3 = 55,3 \text{ кДж} \quad (2.22)$$

Избыточное тепло вычисляем путем вычитания тепла из исходного тепла. Результат расчетов вносим в таблицу 8.

Таблица 8 - Тепловой баланс ванны

Поступающее тепло	Количество, кДж	Исходящее тепло	Количество, кДж
1. Тепло, выделяемое электрическим током	27,671	1. Тепло, выделяемое обработанным электролитом	1748,12
2. Тепло, поступающее с раствором	1906,7	2. Тепло, идущее через стенку электролизера.	130,24
		3. Катодное и другое теряемое тепло	55,3
Всего	1934,371	Всего	1934,371

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Разведанные запасы золота в Республике Казахстан составляют 1500 т. По этому показателю Казахстан занимает 9 – е место в мире и 3 – е место среди стран СНГ. Среднее содержание золота в руде 6 г/т. По этому показателю Казахстан занимает 4 – е место после Югославии, ЮАР и Китая.

В настоящее время метод электролиза становится все более эффективным для получения золота высокой чистоты. В связи с этим в данной работе рассматривается устройство электролиза – методы усовершенствования электролизера. Например, это происходит путем замены дорогостоящих платиновых анодов на свинцовые аноды, ионообменных мембран, которые используются в качестве пористого промежуточного соединения, фильтровальной тканью.

Цель дипломной исследовательской работы – Разработка технологии получения золота с использованием электролитического метода производительностью 180 тыс. тонн в год

Для достижения этой цели в дипломном проекте был проведен обзор литературы, описание технологии в условиях производства, принятие технологических решений, металлургические расчеты. Проектом предусмотрено проектирование цеха электролиза золота. В нашем обзоре литературы по золоту мы сосредоточились на процессе выщелачивания цианида, и дальнейшая изоляция золота от этого раствора выщелачивания с помощью процесса электролиза была для нас эффективной. При выделении золота методом электролиза я получил следующие результаты:

Выход золота на аноде – 108 кг

Время электролиза – 5,2 часа

Выход в шламе – 96,96 кг

Выход на катоде – 0,24210 кг

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Меретуков М.А., Орлов А.М. Металлургия благородных металлов. Зарубежный опыт. – М.: Metallurgy, 1991. – 415 с.
- 2 Захаров Б.А., Меретуков М.А. Золото: упорные руды. – М.: Руда и металлы, 2013. – 452 с
- 3 Масленицкий И. Н., Чугаев Л.В. Металлургия драгоценных металлов – М: Metallurgy, 1972.
- 4 Меретуков М.А. Золото: химия, минералогия, металлургия. – М.: Руда и металлы, 2008. – 528 с.
- 5 Лузин Б.С., Голик В.И. Перспектива развития добычи золота в Казахстане// Известия вузов. Цветная металлургия. – 2004. – №3. – С. 11-16.
- 6 Бекзатов А. Золото Казахстана: краткий обзор // «Kazakhstan» журналы, 2004. – № 1. // www.investkz.com
- 7 Абдулкабирова М.А., Анкинович О.С., Гришин В.М. и другие. Месторождения золота Северного Казахстана. "Наука", Алма-Ата, 1971, стр. 165
- 8 Бегалимов А.Б., Муртазаев И.А., Асанов М.А. Добыча золота Казахстана и его перспективы. Доклады международной конференции "Минерально-сырьевые ресурсы: наиболее важный фактор интеграции экономики Казахстана в мировую экономическую систему". Алма-Ата, 1993, стр 29-38
- 9 Билибин Ю. А. Геологические условия и ресурсы золота Казахстана. Избранные работы, VIII. Издательство "АН СССР", М., 1961, стр. 404-461.
- 10 Даукеев С.Ж. Ресурсы золота Казахстана. Минерально-сырьевые ресурсы Казахстана, 1-я редакция, 1994, стр. 15-20.
- 11 Савицкий Е. М Благородные металлы. Справ изд.– М.: Metallurgy, 1984, 592 с.
- 12 Барченков В.В. Основы сорбционной технологии извлечения золота и серебра из руд.-М.:Metallurgy, 1982.-128 с.
- 13 Золотые запасы стран в 2023 году: новые тенденции в гонке за золотом [Электронный ресурс] : актуальные вопросы законодательства : электрон. журн. 2007. № 1. URL: <https://www.zolotoy-zapas.ru/news/market-analytics/zolotye-zapasy-stran-v-2023-godu-novye-tendentsii-v-gonke-za-zolotom/> (дата обращения: 18.12.2023).
- 14 Казахстан стал одним из мировых лидеров по добыче золота в 2023 году [Электронный ресурс] : актуальные вопросы законодательства : электрон. журн. 2007. № 1. URL: <https://www.inform.kz/ru/kazakhstan-stal-odnim-iz-mirovih-liderov-po-dobiche-zolota-v-2023-godu-d13e7a> (дата обращения: 06.05.2024).Сахимов Ш.Р.
- 15 Бек Р. Ю., Варенцов В. К, Маслий А. Я. и др. Гидрометаллургия золота. – М.: Наука, 1980, С. 173 – 179.
- 16 Лодейщиков В.В. Извлечение золота из упорных руд и концентратов. – М.: Недра, 1968. – 204 с.

17 Крылова Г.С. Новые технологии извлечения золота из минерального сырья благородных металлов / Г.С. Крылова // Горный информационно-аналитический бюллетень, 2006. - № 10. - С. 381-383.

18 Kuyucak N, Akcil A. Cyanide and removal options from effluents in gold mining and metallurgical processes [J]. Minerals Engineering, 2013, 50/51: 13–29

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

20 Базилевский В. М. Вторичные драгоценные металлы. – М.: Metallurg – издат, 1947. – 379с.

21 Баймаков Ю. В., Жулин А. И. Электролиз в гидрометаллургии. М.: Metallurgiya, 1977. – 336 с.

22 Metallurgiya благородных металлов. Учебник для вузов / И.Н.Масленицкий, Л.В.Чугаев, В.Ф.Борбат и др. / Под ред. Л.В.Чугаева–2- е изд., перераб. и доп.-М.:Metallurgiya, 1987.-432 с.

23 Плаксин И. Н. Metallurgiya благородных металлов. Государственное научно – техническое изд – во литературы по черной и цветной metallurgии. – М., 1943.



Метаданные

Название

«Разработка технологии получения золота при помощи электролитического метода с производительностью 180 тысяч тонн в год»

Автор

Жумадилов Ерболат Ержанович Научный руководитель / Эксперт

Подразделение

Г_М_И

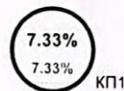
Тревога

В этом разделе вы найдете информацию, касающуюся текстовых искажений. Эти искажения в тексте могут говорить о ВОЗМОЖНЫХ манипуляциях в тексте. Искажения в тексте могут носить преднамеренный характер, но чаще, характер технических ошибок при конвертации документа и его сохранении, поэтому мы рекомендуем вам подходить к анализу этого модуля со всей долей ответственности. В случае возникновения вопросов, просим обращаться в нашу службу поддержки.

Замена букв		34
Интервалы		2
Микропробелы		0
Белые знаки		0
Парафразы (SmartMarks)		20

Объем найденных подобиий

КП-ия определяют, какой процент текста по отношению к общему объему текста был найден в различных источниках.. Обратите внимание!Высокие значения коэффициентов не означают плагиат. Отчет должен быть проанализирован экспертом.



25

Длина фразы для коэффициента подобия 2



3234

Количество слов



24365

Количество символов

Подобия по списку источников

Ниже представлен список источников. В этом списке представлены источники из различных баз данных. Цвет текста означает в каком источнике он был найден. Эти источники и значения Коэффициента Подобия не отражают прямого плагиата. Необходимо открыть каждый источник и проанализировать содержание и правильность оформления источника.

10 самых длинных фраз

Цвет текста

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	НАЗВАНИЕ И АДРЕС ИСТОЧНИКА URL (НАЗВАНИЕ БАЗЫ)	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)	ЦВЕТ ТЕКСТА
1	https://studall.org/all3-123841.html	35	1.08 %
2	https://studall.org/all3-123841.html	32	0.99 %
3	https://studall.org/all3-123841.html	21	0.65 %
4	http://web.tpu.ru/webcenter/content/conn/WebCenterSpaces-ucm/path/PersonalSpaces/FWC%20folders/year%202017/month%201/day%2009%2015-13-02/19901649.PDF	15	0.46 %

5	ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КЫРГАУ 4/5/2023 Satbayev University (ИГиНГД)	15	0.46 %
6	https://earchive.tpu.ru/bitstream/11683/35998/1/TPU275290.pdf	15	0.46 %
7	http://web.tpu.ru/webcenter/content/conn/WebCenterSpaces-ucm/path/PersonalSpaces/FWC%20folders/year%202017/month%201/day%2009%2015-13-02/19901649.PDF	14	0.43 %
8	https://studall.org/all3-123841.html	14	0.43 %
9	https://studall.org/all3-123841.html	12	0.37 %
10	http://web.tpu.ru/webcenter/content/conn/WebCenterSpaces-ucm/path/PersonalSpaces/FWC%20folders/year%202017/month%201/day%2009%2015-13-02/19901649.PDF	12	0.37 %

из базы данных RefBooks (0.00 %)

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	НАЗВАНИЕ	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)
------------------	----------	---

из домашней базы данных (0.46 %)

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	НАЗВАНИЕ	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)	
1	ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КЫРГАУ 4/5/2023 Satbayev University (ИГиНГД)	15 (1)	0.46 %

из программы обмена базами данных (0.00 %)

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	НАЗВАНИЕ	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)
------------------	----------	---

из интернета (6.86 %)

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	ИСТОЧНИК URL	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)	
1	https://studall.org/all3-123841.html	132 (7)	4.08 %
2	https://earchive.tpu.ru/bitstream/11683/35998/1/TPU275290.pdf	49 (5)	1.52 %
3	http://web.tpu.ru/webcenter/content/conn/WebCenterSpaces-ucm/path/PersonalSpaces/FWC%20folders/year%202017/month%201/day%2009%2015-13-02/19901649.PDF	41 (3)	1.27 %

Список принятых фрагментов (нет принятых фрагментов)

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	СОДЕРЖАНИЕ	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)
------------------	------------	---

Протокол

о проверке на наличие неавторизованных заимствований (плагиата)

Автор: Жумадилов Ерболат Ержанович

Соавтор (если имеется):

Тип работы: Дипломная работа

Название работы: «Разработка технологии получения золота при помощи электролитического метода с производительностью 180 тысяч тонн в год»

Научный руководитель:

Коэффициент Подобия 1: 7.3

Коэффициент Подобия 2: 2.1

Микропробелы: 0

Знаки из других алфавитов: 34

Интервалы: 2

Белые Знаки: 0

После проверки Отчета Подобия было сделано следующее заключение:

Заимствования, выявленные в работе, является законным и не является плагиатом. Уровень подобия не превышает допустимого предела. Таким образом работа независима и принимается.

Заимствование не является плагиатом, но превышено пороговое значение уровня подобия. Таким образом работа возвращается на доработку.

Выявлены заимствования и плагиат или преднамеренные текстовые искажения (манипуляции), как предполагаемые попытки укрытия плагиата, которые делают работу противоречащей требованиям приложения 5 приказа 595 МОН РК, закону об авторских и смежных правах РК, а также кодексу этики и процедурам. Таким образом работа не принимается.

Обоснование:

Дата
06.06.2024г.



Тажиев Э.Б.
проверяющий эксперт

Протокол

о проверке на наличие неавторизованных заимствований (плагиата)

Автор: Жумадилов Ерболат Ержанович

Соавтор (если имеется):

Тип работы: Дипломная работа

Название работы: «Разработка технологии получения золота при помощи электролитического метода с производительностью 180 тысяч тонн в год»

Научный руководитель:

Коэффициент Подобия 1: 7.3

Коэффициент Подобия 2: 2.1

Микропробелы: 0

Знаки из других алфавитов: 34

Интервалы: 2

Белые Знаки: 0

После проверки Отчета Подобия было сделано следующее заключение:

- Заимствования, выявленные в работе, является законным и не является плагиатом. Уровень подобия не превышает допустимого предела. Таким образом работа независима и принимается.
- Заимствование не является плагиатом, но превышено пороговое значение уровня подобия. Таким образом работа возвращается на доработку.
- Выявлены заимствования и плагиат или преднамеренные текстовые искажения (манипуляции), как предполагаемые попытки укрытия плагиата, которые делают работу противоречащей требованиям приложения 5 приказа 595 МОН РК, закону об авторских и смежных правах РК, а также кодексу этики и процедурам. Таким образом работа не принимается.
- Обоснование:

Дата
06.06.2024г.

Заведующий кафедрой *М.Б.*
Бурмешин М.Б.

