

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования
«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
ТОМСКИЙ ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Институт: Физико-технический

Специальность: 240601 Химическая технология материалов современной энергетики

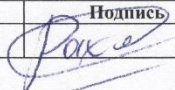
Кафедра: «Химическая технология редких, рассеянных и радиоактивных элементов»

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

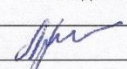
Тема проекта
Проект цеха регенерации насыщенной золотом смолы АМ – 2Б, производительностью 1м³ смолы в час.

УДК – 678.6:669.21.061.3.001.6

Студент

Группа	ФИО	Подпись	Дата
0402	Рахманов С.А.		13.01.16

Руководитель

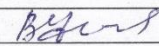
Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Ассистент	Страшко А.Н.	К.Т.Н		13.01.16

КОНСУЛЬТАНТЫ:

По разделу «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент	Тухватулина Л.Р.	К.Ф.Н		28.02.2015

По разделу «Социальная ответственность»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент	Усов В.Ф.	К.Т.Н		25.12.15

По разделу «Автоматизация процесса»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент	Вильнина А.В.	К.Т.Н		12.01.16

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ:

Зав. кафедрой	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент	Крайденко Р.И	Д.Х.Н		

Томск – 2016 г.

ЗАПЛАНИРОВАННЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ОБУЧЕНИЯ ПО ПРОГРАММЕ

Код результата	Результат обучения (выпускник должен быть готов)
<i>Профессиональные компетенции</i>	
P1	Демонстрировать глубокие естественнонаучные, математические и инженерные знания и детальное понимание научных принципов профессиональной деятельности
P2	Ставить и решать инновационные задачи, связанные с получением и переработкой материалов и изделий ядерного топливного цикла, с использованием моделирования объектов и процессов химической технологии материалов современной энергетики
P3	Эксплуатировать и совершенствовать действующие, разрабатывать и внедрять новые современные высокотехнологичные процессы и линии автоматизированного производства, обеспечивать их высокую эффективность, контролировать расходование сырья, материалов, энергетических затрат
P4	Обеспечивать радиационную безопасность, соблюдать правила охраны здоровья и труда при проведении работ, выполнять требования по защите окружающей среды; оценивать радиационную обстановку; осуществлять контроль за сбором, хранением и переработкой радиоактивных отходов различного уровня активности с использованием передовых методов обращения с РАО
P5	Уметь планировать и проводить аналитические, имитационные и экспериментальные исследования в области изучения свойств и технологии материалов современной энергетики с использованием новейших достижений науки и техники, уметь обрабатывать и критически оценивать полученные данные, делать выводы, формулировать практические рекомендации по их применению; использовать основы изобретательства, правовые основы в области интеллектуальной собственности
P6	Разрабатывать новые технологические схемы, рассчитывать и выбирать оборудование, применять средства автоматизации, анализировать технические задания и проекты с учетом ядерного законодательства
<i>Универсальные компетенции</i>	
P7	Представлять современную картину мира на основе целостной системы естественнонаучных и математических знаний, ориентироваться в ценностях бытия, жизни, культуры; иметь широкую эрудицию, в том числе знание и понимание современных общественных и политических проблем
P8	Воспринимать, обрабатывать, анализировать и обобщать научно-техническую информацию, передовой отечественный и зарубежный опыт в области изучения свойств, методов и технологий получения и переработки материалов современной энергетики
P9	Применять иностранный язык в сфере коммуникаций и профессиональной деятельности, представлять результаты научных исследований и разработок в виде отчетов, публикаций, публичных обсуждений
P10	Уметь эффективно работать индивидуально, в качестве члена команды по междисциплинарной тематике, руководить командой, быть способным оценивать, принимать организационно-управленческие решения и нести за них ответственность; следовать корпоративной культуре организации, кодексу профессиональной этики, ответственности и нормам инженерной деятельности
P11	Понимать необходимость и уметь самостоятельно учиться и повышать квалификацию в течение всего периода профессиональной деятельности

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования

«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
ТОМСКИЙ ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Институт: Физико-технический

Направление подготовки (специальность): 240601 Химическая технология материалов современной энергетики

Кафедра: «Химическая технология редких, рассеянных и радиоактивных элементов»

УТВЕРЖДАЮ:

Зав. кафедрой



Р.И. Крайденко

(Дата)

ЗАДАНИЕ

на выполнение выпускной квалификационной работы

В форме:

дипломного проекта

Студенту:

Группа	ФИО
0402	Рахманов С.А.

Тема работы:

Проект цеха регенерации насыщенной золотом смолы АМ – 2Б, производительностью 1м³ смолы в час.

Утверждена приказом директора (дата, номер)

Срок сдачи студентом выполненной работы:

18 января 2016 года

ТЕХНИЧЕСКОЕ ЗАДАНИЕ:

Исходные данные к работе

(наименование объекта исследования или проектирования; производительность или нагрузка; режим работы (непрерывный, периодический, циклический и т. д.); вид сырья или материал изделия; требования к продукту, изделию или процессу; особые требования к особенностям функционирования (эксплуатации) объекта или изделия в плане безопасности эксплуатации, влияния на окружающую среду, энергозатратам; экономический анализ и т. д.).

Регенерация смолы АМ-2Б, производительностью 1м³ в час. Режим непрерывный. Место постройки Амурская область, поселок Тыгда, месторождение Покровское.

Перечень подлежащих исследованию, проектированию и разработке вопросов

1. Введение.
2. Аналитический обзор литературных данных. ТЭО.
3. Объекты и методы исследования.
4. Расчеты и аналитика.
- 4.1. Термодинамика процесса регенерации.
- 4.2. Кинетика процесса регенерации.
- 4.3. Разработка и описание аппаратурной цеха регенерации схемы.

	4.4. Расчет материального баланса. 4.8. Аппаратурный расчет. 4.10. Механический расчет. 4.11. Гидравлический расчет. 4.12. Теплотехнические расчеты. 5. Автоматизация процесса. 6. Строительная часть. 7. Охрана труда и техника безопасности. 8. Расчет периода окупаемости предприятия.
Перечень графического материала <i>(с точным указанием обязательных чертежей)</i>	1. Блок-схема с материальными потоками. 2. Аппаратурно-технологическая схема. 3. План размещения оборудования. 4. Разрез цеха. 5. Сборочный чертеж основного аппарата А1 (ГОСТ 2.001-93..2.034-83). 6. Технико-экономические показатели.
Консультанты по разделам выпускной квалификационной работы	
Раздел	Консультант
Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение	
Социальная ответственность	
Автоматизация процесса	
Названия разделов, которые должны быть написаны на русском и иностранном языках:	

Дата выдачи задания на выполнение выпускной квалификационной работы по линейному графику	12 октября 2015 года
---	----------------------

Задание выдал руководитель:

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Ассистент кафедры ХТРЭ	Страшко А.Н.	К.Т.Н.		12.10.15

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
0402	Рахманов С.А.		12.10.15

Реферат

Выпускная квалификационная работа 45 с., 3 рисунка, 13 таблиц.
Ключевые слова: регенерация смолы АМ-2Б, осаждение золота, десорбция золота, тиомочевина, товарный регенерат, золото.

В данном дипломном проекте представлен расчет технологического передела регенерации смолы АМ-2Б и получение черного золота.

Расчетно-пояснительная записка включает следующие разделы: аналитический обзор существующих методов регенерации смолы АМ-2Б, технико-экономическое обоснование проекта, расчетную часть, раздел КИПиА, строительную часть, раздел охраны труда, экономическую часть, раздел на иностранном языке, а также выводы о проделанной работе.

Графический материал представлен на отдельных листах формата А1 и включает в себя сборочный чертеж колонны регенерации, аппаратурно-технологическую схему проектируемого цеха, функциональную схему автоматизации, план размещения оборудования в здании цеха и лист экономических показателей проекта. К дипломному проекту также прилагается спецификация, выполненная на 1 листе формата А4.

Определения, обозначения, сокращения

В данной работе применены следующие термины с соответствующими Определениями:

Цианистая обработка смолы: предназначена для очистки смолы от соединений железа и меди;

Сорбция: поглощение твёрдым телом либо жидкостью различных веществ из окружающей среды;

Десорбция: уменьшение концентрации компонента в поверхностном слое вещества (на границе раздела фаз) по сравнению с ее значением в каждой объемной фазе. Процесс, обратный адсорбции.

В данном дипломном проекте используются следующие обозначения и сокращения:

ПАА – полиакриламид;

ТБФ – трибутилфосфат;

ГЭС – гидроэлектростанция;

ЛЭП – линии электропередачи;

РК – регенерационная колонна;

ПДК – предельно допустимая концентрация;

ТМ – тиомочевина;

КИПиА – контрольно-измерительные приборы и автоматика;

ИТР – инженерно-технический работник;

ОХП – огнетушитель химический пенный;

ОУ – огнетушитель углекислотный.

Оглавление

Введение	8
1 Обзор литературы	10
1.1 Техничко-экономическое обоснование выбора места постройки цеха	10
1.2 Обзор существующих методов извлечения золота	11
2 Объекты и методы исследования	25
3 Финансовый менеджмент	27
3.1 Планирование потребности в человеческих ресурсах	27
3.2 Расчет годового фонда заработной платы основных рабочих	30
3.3 Определение годового фонда заработной платы ИТР и прочего персонала	33
3.4 Расчет капитальных затрат на здание	38
3.5 Расчет капитальных затрат на приобретение и монтаж оборудования	39
3.6 Общепроизводственные расходы	40

Введение

Золото представляет собой металл золотисто-желтого цвета, очень мягкий и тягучий. Его можно расплющивать в тончайшие листы, оно настолько тонкое, что может пропускать лучи солнечного света. Золото можно растягивать в тончайшую проволоку. Золото относится к благородным металлам, называемым так вследствие его химической инертности (стойкости) по отношению к другим соединениям. Благодаря этому свойству, а также неизменяемости внешнего вида и массы, золото с развитием товарного хозяйства приобрело значение денег. При этом вначале в качестве денег использовалось серебро, но затем с увеличением товарооборота, его усложнением и расширением, серебро было вытеснено более дорогим золотом.

Содержание золота в земной коре крайне низкое – 3 мкг/кг. Но существуют месторождения и участки с высоким обогащением этого металла, и они многочисленны. Золото так же содержится в воде (морской, речной). Содержание этого металла в 1 л воды примерно $4 \cdot 10^{-9}$ г золота [4].

В природе известны 15 золотосодержащих минералов: самородное золото с примесями серебра, меди и др., электрум Au; порпесит AuPd; медистое золото, бисмутаурит (Au, Bi); родистое золото, иридистое золото, платинистое золото. Остальные минералы представлены теллуридами золота: калаверит AuTe₂, креннерит AuTe₂, сильванит AuAgTe₄, петцит Ag₃AuTe₂, мутманит (Ag, Au)Te, монтбрейит Au₂Te₃.

В настоящее время успешно решаются задачи более полного и комплексного извлечения драгоценных металлов из руд россыпных и коренных месторождений. Широким фронтом ведутся работы по извлечению тонковкрапленного золота из упорных сульфидных, углистых и мышьяковистых руд.

По мере увеличения добычи золота приходится вовлекать в переработку более упорные руды с низким содержанием золота.

Целью дипломного проектирования является практическое применение навыков по расчету аппаратов, проектирования цеха, умение пользоваться литературой и, в конечном итоге, знаний, накопленных за время обучения в университете на примере технологии извлечения золота из насыщенной смолы с получением чернового золота [5].

1 Аналитический обзор литературных данных

1.1 Технико-экономическое обоснование выбора места постройки

цеха

Место постройки цеха – Амурская область, поселок Тыгда, месторождение Покровское.

Выбор места постройки цеха обусловлен следующими факторами:

В пределах месторождения Покровское отмечены восемь типов кварцевых жил золотосеребряной сульфидной формации с содержанием золота от 2,9 до 4,8 г/т.

Золото в руде Покровского месторождения находится в легко вскрываемой форме. Руда сравнительно хрупкая, легко разрушаемая, с большим содержанием глинистых материалов; эффективно проходит процесс полусамоизмельчения.

Производительность карьеров принята равной 2,0 млн. т/год, что обеспечивает срок существования предприятия 20 лет.

Электроснабжение региона осуществляется от Зейской ГЭС. Вблизи площадки рудника проходят ЛЭП 500 и 220 кВ. Этого достаточно, чтобы обеспечить электроэнергией фабрику по переработке золотосодержащих руд.

С реки Зeya идет водозабор в поселок Тыгда. За счет этого, полностью обеспечивается водой, как поселок, так и предприятие.

При освоении месторождения Покровское возможна общая добыча золота в размере 55 т при годовой добычи до 6,5 т.

Технологическое оборудование выбирается исходя из обеспечения надежного его функционирования при наименьшей его стоимости, гарантированности поставок, приоритетности российского оборудования. Климат региона резко континентальный. Глубина промерзания почвы достигает

3 метра, а на низко расположенных участках встречаются зоны вечной мерзлоты. Средняя температура января минус 30 °С, июня плюс 25 °С.

Готовая продукция в виде сплава Доре будет отправляться на аффинажный завод [1].

Инженерно-технический состав предприятия пополняется за счет выпускников сибирских ВУЗов, в частности Томского политехнического университета. В ряде соседних городов, в частности Иркутске и Красноярске имеются техникумы и профессионально-технические училища, готовящие специалистов, требуемых для бесперебойного ведения технологического процесса [2].

1.2 Обзор существующих методов извлечения золота

1.2.1 Методы переработки руд

Мировая практика обогащения малосульфидных и кварцсульфидных руд предопределяет использование для извлечения золота гравитационные методы, цианирование и флотацию. Флотационные методы применяются для руд с наибольшим содержанием сульфидов. Руды месторождения Покровское легко поддаются цианированию. Руды в ЮАР, где цианированием с предварительным гравитационным обогащением извлекают золото из подавляющей массы руд. На многих фабриках Австралии, Канады, США и др. цианирование в сочетании с гравитационным обогащением обеспечивает высокое и достаточно экономичное извлечение золота, что избавляет от необходимости использовать другие процессы [2].

Различие, зачастую, состоит в методах последующего извлечения золота из цианистых растворов, основными из которых являются – осаждение цинком, сорбция золота из цианистых пульп активированным углем, сорбция золота ионообменными смолами.

Работы ученых, проведенные в последнее время по созданию ионообменных смол с повышенной селективностью по золоту, выводит данный процесс (процесс сорбционного цианирования) в наиболее передовой и, несмотря на высокую стоимость ионообменных смол, в достаточной степени эффективный и экономически выгодный метод [3].

Гравитационное обогащение самое эффективное для извлечения крупных зерен золота и сульфидов в замкнутом цикле измельчения (в том числе с образованием пленки).

Если в цикле измельчения отсутствует гравитация, это приведет к загрязнению поверхности золота, также может привести к переизмельчению зерен золота и сульфидов. Извлечение на гравитации колеблется на разных фабриках в широких пределах от 10 до 80 %.

Как показала практика [1], для полноты вскрытия зерен золота, необходим помол (крупность продукта) не менее 80 % класса крупности – 0,074 мм.

В качестве аппаратов-классификаторов в промышленности используются спиральные классификаторы. Главным преимуществом этих классификаторов – является возможность замыкания цикла. Мельница является классификатором без дополнительной перекачки пульпы, благодаря транспортирующей способности классификаторов возвращать недоизмельченные пески обратно в аппарат [4].

Процесс цианирования зависит, в большей степени, от концентрации цианида в пульпе, исходя из этого, для снижения расхода цианида, пульпу необходимо сгущать перед цианированием, до соотношения Ж:Т = 1:1 и менее.

Обычно, сгущение проводится в сгустителях чанового типа. Ускорение операций обезвоживания и сгущения достигается применением реагентов-коагулянтов и флокулянтов. В качестве коагулянтов зачастую используется известь.

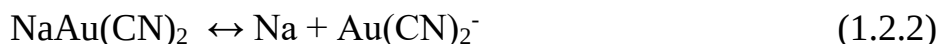
Нужно отметить, что наибольшая флокулирующая способность наблюдается у катионно-анионных соединений, например – ПАА [4].

1.2.2 Сорбционное цианирование золота

Процесс цианирования – важнейшая стадия всего процесса извлечения золота. Реакции протекания растворения золота описываются следующими уравнениями:



Золото перейдет в раствор в составе аниона дицианоаурата:



Главной задачей на сегодняшний день, является синтез смол, которые имеют самую большую селективность по золоту. Из практики известно, что наиболее удачной является смола АМ-2Б.

Для того, чтобы обеспечить эффективность сорбционного процесса, используют принцип противотока. Смола должна быть загружена в последний пачук и с помощью дренажных сеток, которые расположены в головке пачука, и сжатого воздуха, аэролифтом передвигается в начало цепочки пачуков. В каждом последующем пачуке менее насыщенная смола контактирует с более насыщенной по золоту раствором пульпы и к моменту выгрузки из первого пачука становится максимально насыщенной и готовой к отправке в цех регенерации [5].

1.2.3 Регенерация анионита

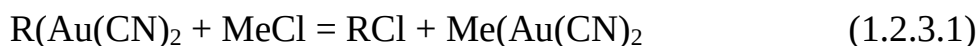
Регенерация анионита – очень сложная и ответственная часть сорбционной технологии.

Процесс регенерации заключен в десорбции драгоценных металлов в товарный регенерат. Примеси, под действием соответствующих реагентов десорбируются в раствор. Десорбцию, в свою очередь, проводят в динамических условиях, пропуская десорбирующий раствор через слой анионита, который находится в вертикальной колонне. Используется динамический способ, потому

что он помогает достичь высокую степень десорбции при минимальном расходе реагентов [6].

Для успешного использования ионитов в обороте, в цикле сорбции-десорбции, необходимо из фазы смолы достаточно полно удалить сорбированные компоненты. Для десорбции благородных металлов испытывались элюирующие растворы и было установлено, что комплекс $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ при помощи обычных регенерирующих растворов (хлористого натрия, хлористого аммония, соляной и серной кислот, гидроокиси натрия или аммония, карбонатов щелочных металлов и др. реагентов) вымываются лишь частично и не селективно [6].

Хлористого натрия или хлористого аммония от 5 до 10 г/л



где Me- Na^+ , $(\text{NH}_4)^+$.

Соляной и серной кислот:



Карбонатов щелочных металлов:



Исследования по хроматографическому анализу благоприятных металлов позволил предположить, что золото может элюироваться органическими растворителями. В дальнейшем исследования подтвердили элюирующую способность смесей органических растворителей и минеральных кислот. Были испытаны метанол, спирт, эфир и др. Наилучшим десорбентом золота оказалась смесь ацетона с 5 % воды и более 5 % соляной и азотной кислот. В качестве элюента испытывалась система цианатов, наиболее перспективным из которых оказался тиоцианат аммония при его оптимальной концентрации 38 % [6].

Были испытаны такие реагенты, известные как нетоксичные растворители золота: ацетон-цианидрин, тиосульфат натрия и т.д. Однако, положительных результатов получено не было [1].

Наиболее эффективным десорбентом являются кислые растворы ТМ (от 8 до 9 % $\text{CS}(\text{NH}_2)_2$) и от 2,0 до 2,5 % серной или соляной кислоты) [5].

С повышением температуры кислые растворы тиомочевины ускоряют процесс десорбции золота. Однако, нагревание растворов свыше 60 °С нецелесообразно, так как аниониты термически неустойчивы [5].

Регенерация смолы – это многостадийный и сложный процесс, который включает в себя обработку анионита различными способами. Благодаря обработке, смола очищается от примесей, происходит десорбция золота.

1.2.3.1 Десорбция ферроцианид-иона $[\text{Fe}(\text{CN})_6]^{4-}$

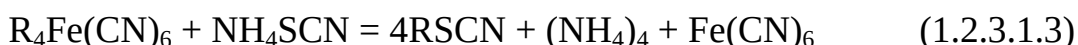
Ферроцианид – ион эффективно десорбируется с анионита АМ-2Б растворами NaCN с концентрацией от 50 до 100 г/л, лучше при температуре от 50 до 60 °С. Процесс протекает по реакции ионного обмена:



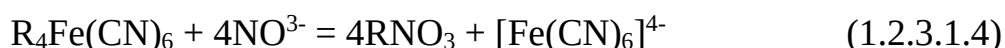
Анион $[\text{Fe}(\text{CN})_6]^{4-}$ хорошо десорбируется также растворами от 2 до 3 н. NaCl (от 120 до 180 г/л) с содержанием от 0,25 до 0,5 н. NaOH (от 10 до 20 г/л), лучше при температуре от 50 до 60 °С, по реакции обмена с ионом Cl^- .



Достаточно полно анион $[\text{Fe}(\text{CN})_6]^{4-}$ элюируется растворами NH_4SCN с концентрацией от 75 до 225 г/л с переходом смолы в роданид-форму RSCN.



Ферроцианид-ион десорбируется со смолы ионом NO_3^- по реакции обмена:



Анион $[\text{Fe}(\text{CN})_6]^{4-}$ частично (до 40 %) элюируется растворами от 2 до 4 н. HNO_3 , и мало элюируется растворами H_2SO_4 и NaOH [5].

1.2.3.2 Десорбция $[\text{Cu}(\text{CN})_3]^{2-}$

Цианистые анионы меди эффективно десорбируются слабокислыми растворами ТМ той же концентрации, что и для золота, а также щелочным

раствором роданистого аммония с концентрацией от 50 до 75 г/л NH_4SCN + от 10 до 20 г/л NaOH . Хорошо десорбируются анионы меди раствором цианистого натрия с концентрацией от 40 до 80 г/л NaCN + 0,1 г/л NaOH при температуре от 50 до 60 °С по реакции обмена:



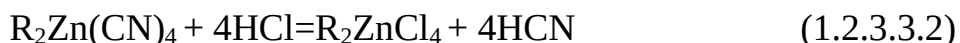
Извлечение меди в раствор при расходе его до 10 объемов на 1 объем смолы составляет от 70 до 90% [5].

1.2.3.3 Десорбция $[\text{Zn}(\text{CN})_4]^{2-}$

Цианистые растворы не десорбируют соединения цинка. Цинк хорошо элюируется со смолы разбавленными растворами H_2SO_4 с концентрацией от 20 до 25 г/л.

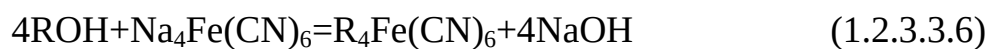
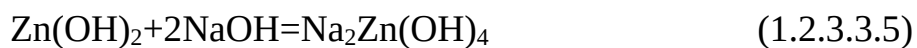
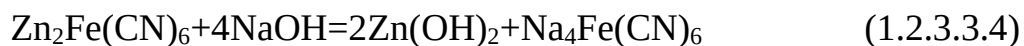
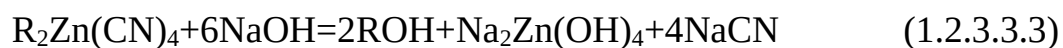


При этом цианистый комплекс цинка разлагается, цинк переходит в форму катиона Zn^{2+} , не удерживаемого анионитом, цианид полностью регенерируется. В случае применения HCl необходимо использовать разбавленные растворы с концентрацией 0,1 н. (от 3 до 5 г/л) HCl , так как при концентрации 0,5 н. HCl и выше цианистый комплекс переходит в хлористый комплекс ZnCl_4^{2-} , который задерживается анионитом:



В этом случае цинк выводится из смолы при последующей промывке ее водой вследствие разложения аниона ZnCl_4^{2-} с образованием растворимой соли ZnCl_2 , в которой цинк находится в виде катиона Zn^{2+} , не задерживаемого анионитом.

В случае присутствия в смоле ионов ферроцианида $[\text{Fe}(\text{CN})_6]^{4-}$ катионы цинка в кислой среде образуют с ними осадки $\text{Zn}_2\text{Fe}(\text{CN})_6$ и $\text{H}_2\text{ZnFe}(\text{CN})_6$, которые остаются в смоле. По этой причине степень кислотной десорбции цинка уменьшается. Цианистые соединения цинка эффективно элюируются растворами NaOH с концентрацией от 40 до 50 г/л. При этом протекают реакции:

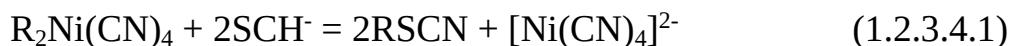


Образующийся цинкат-ион $[Zn(OH)_4]^{2-}$ сильно гидратирован и переходит в водную фазу. Ион ферроцианида $[Fe(CN)_6]^{4-}$ частично может сорбироваться анионитом. Комплексный цианид цинка слабо элюируется растворами роданистого аммония и хлористого натрия, но добавление к этим растворам NaOH в количестве 20 г/л резко повышает извлечение цинка из смолы.

Тетрацианоцинкат-ион успешно десорбируется также раствором от 250 до 400 г/л NH_4NO_3 + 10 г/л NH_4OH [5].

1.2.3.4 Десорбция никеля

Анионы $[Ni(CN)_4]^{2-}$, как и анионы меди, активно десорбируются слабокислым раствором ТМ, а также щелочным раствором NH_4SCN . В последнем случае десорбция протекает по реакции обмена:



Эффективно элюируется никель разбавленными растворами серной от 20 до 25 г/л или соляной от 10 до 20 г/л кислоты по реакции:



Процесс протекает с образованием катиона Ni^{2+} не задерживаемого анионитом, и полной регенерацией цианида. Раствор NH_4NO_3 с концентрацией 250 г/л десорбирует никель частично (около 40 %). Растворы NaCN, NaOH, NaCl практически не десорбируют цианистый никель [5].

1.2.3.5 Десорбция цианид иона и примесных анионов $S_2O_3^{2-}$, SO_3^{2-}

Цианид-ион регенерируется растворами серной или соляной кислот имеющие концентрацию от 10 до 20 г/л по реакции:



Цианистоводородная кислота отгоняется из раствора. Она поглощается раствором NaOH или $\text{Ca}(\text{OH})_2$ и в виде цианистой щелочи NaCN или $\text{Ca}(\text{CN})_2$ возвращается в процесс цианирования. Десорбция анионов $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$, SO_3^{2-} , SiO_3^{2-} и др. осуществляется растворами NaOH, концентрация от 40 до 50 г/л [5].

В процессе регенерации анионитов необходимо добиваться наиболее полной десорбции как благородных металлов, так и примесей. Остающиеся на смоле примеси при повторном ее использовании в процессе сорбции ухудшают кинетику процесса, уменьшают емкость смолы по благородным металлам и увеличивают потери растворенного золота в жидкой фазе хвостов. Влияние неполной регенерации тем значительнее, чем больше примесей остается в анионите. Как показывает практика, содержание остаточных компонентов в анионите после регенерации может составлять: золота – не более 0,1 или 0,3 мг/г, примесей – не более 3 или 5 мг/г воздушно-сухого сорбента. При величине остаточных примесей более 10 или 12 мг/г наблюдается значительное увеличение концентрации золота в растворе после сорбции, т.е. увеличиваются потери растворенного золота с хвостами [5].

1.2.3.6 Десорбция золота

При испытании ряда обычных элюирующих растворов, для десорбции золота: хлористого натрия, хлористого аммония, соляной и серной кислот, гидроксила натрия и аммония, карбоната натрия, цианистого натрия и др. – было выявлено, что данные растворы не эффективны, золото извлекается частично и не селективно. Английскими учеными экспериментально установлено, что анион $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ может успешно элюировать с органическими растворителями в смеси с минеральными кислотами, например: этиловый спирт, от 5 до 10 % $\text{HCl} + 5\% \text{H}_2\text{O}$, ацетон + 5 % HCl , этилацетат + 10 % $\text{HNO}_3 + 5\% \text{H}_2\text{O}$ и др [1].

Наилучшие результаты были получены при использовании смесей: ацетон + 5 % H_2O или ацетон + 5 % $\text{HNO}_3 + 5\% \text{H}_2\text{O}$. Когда применяли смесь

ацетона с HCl происходило полное вытеснение золота и меди, а железо, цинк и серебро элюируются в меньшем количестве.

При применении смеси ацетона с азотной кислотой дает более полное, селективное, извлечение золота. Железо и медь элюируются этим раствором в разы хуже. Элюирование цианистого золота с помощью данного метода можно объяснить образованием золотосодержащего комплекса с органическим растворителем в присутствии минеральной кислоты. Метод с применением органических растворителей испытан на укрупненной опытной установке в Родезии, но не нашел промышленного применения. Основными недостатками его являются дороговизна, огнеопасность органических реагентов и большой объем элюирующего раствора [6].

Таким образом, принимая во внимание исследования, проводимые отечественными и зарубежными учеными, можно сделать вывод, что эффективное элюирование аниона $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ с анионитов достигается растворами роданистых солей – KSCN, NaSCN, предпочтительно NH_4SCN , который содержит больше групп SCN на единицу массы. Для более полной и быстрой десорбции золота рекомендуется использовать щелочные концентрированные растворы NH_4SCN от 3 до 5 н. (от 228 до 380 г/л) с содержанием NaOH от 10 до 25 г/л. Процесс десорбции золота протекает по реакции анионного обмена:



При этом смола переходит в роданистую форму. Кривая элюирования золота со смолы АМ-2Б 4 н. раствором NH_4SCN показывает, что для достаточно полного извлечения золота требуется 14 объемов раствора на 1 объем смолы, но большую часть золота можно получить в первых 6 до 8 объемах более концентрированного раствора. Кроме золота роданистые щелочи десорбируют комплексные цианиды серебра, меди, никеля, кобальта и железа, ионы свободного цианида и гидроксил-иона. Роданиды не десорбируют цианистые соединения цинка, но последние извлекаются щелочью, обычно

присутствующей в роданистом растворе. Главным недостатком роданистых солей как элюирующих реагентов является переход смолы в роданистую форму.

Использование смолы в этой форме при сорбции нецелесообразно как в технологическом (понижение емкости смолы по благородным металлам), так и в экономическом отношении (потери с хвостами дорогого реагента). Вследствие этого возникает необходимость десорбции роданид-иона со смолы и перевод ее в другую форму. Однако десорбция роданид-иона вызывает значительные трудности: требуется большой объем элюирующих растворов – на 1 объем смолы 15 и более объемов 2 н. раствора NaCl или NH₄NO₃. В результате получается большой объем растворов с низким содержанием роданида, регенерация которого не разработана. В связи с отмеченными недостатками использование роданистых солей в качестве десорбентов в производственных условиях встречает значительные трудности.

Наиболее эффективным десорбентом дицианауриат-иона являются слабокислые растворы тиомочевины (тиокарбамида).

Элюирующая способность тиомочевины объясняется ее высокой поляризуемостью и комплексообразованием. При взаимодействии с [Au (CN)₂]⁻ в кислой среде она вытесняет цианид-ион и связывает золото посредством пары свободных электронов серы в катионный комплекс Au₂[SC(NH₂)₂]₂⁺, который не способен удерживаться анионитом, имеющим положительно заряженные ионогенные группы. Смола при этом переходит в хлор-или сульфат форму, а освободившиеся ионы CN⁻ связываются в HCN. Процесс элюирования золота протекает по реакции:

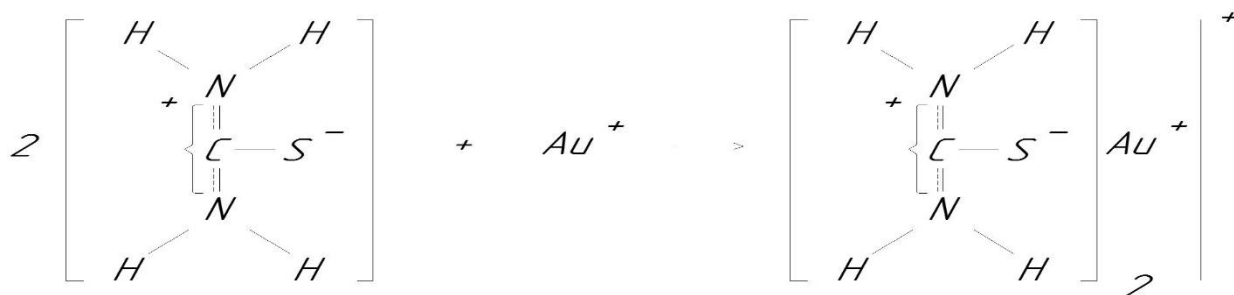


Рисунок 1 – Иллюстрация протекания процесса элюирования золота

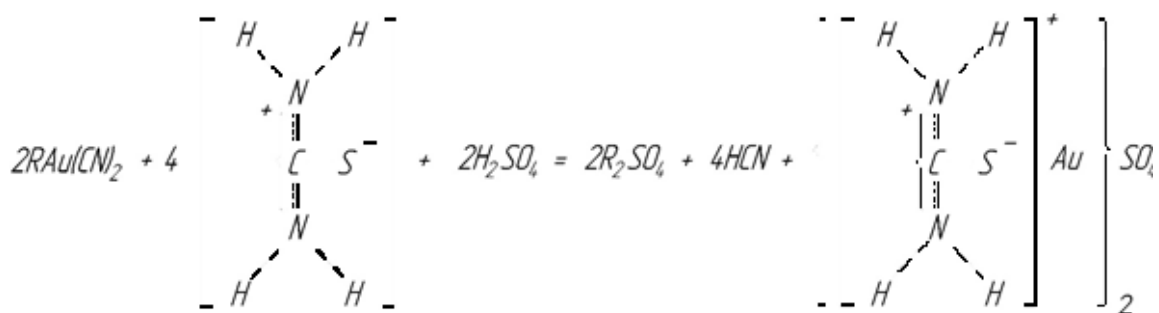


Рисунок 2 – Иллюстрация протекания процесса элюирования золота

Полнота элюирования золота возрастает при повышении концентрации в растворе ТМ вплоть до насыщенной, составляющей 9,1 %. При изменении концентрации H_2SO_4 на кривом элюирования наблюдается максимум, соответствующий концентрациям от 1,9 до 2,3 % H_2SO_4 . При дальнейшем повышении концентрации H_2SO_4 до 10 % ТМ разлагается с выделением элементарной серы. В практике для десорбции золота применяются растворы с концентрацией ТМ от 90 г/л + 20 до 25 г/л серной или соляной кислот. Элюат, содержащий золото, направляется на стадию извлечения золота [7].

Процесс элюирования проводят до 10 объемов раствора на 1 объем смолы, но большая часть золота концентрируется в диапазоне от 4 до 6 объемов более богатого раствора. Первые 2 объема раствора имеют низкое содержание золота, что связано с поглощением ТМ смолой в начальный период, которое может достигать до 10 % от массы анионита. Это обстоятельство использовано в практике для извлечения ТМ из излишних оборотных растворов. Кроме дицианауриат-иона слабокислые растворы ТМ десорбируют серебро, медь, никель, значительно хуже – цинк и железо, кобальт почти не извлекается.

Серебро десорбируется быстрее золота и в основном переходит в первые фракции элюата. Селективное элюирование одного серебра возможно в случае применения более слабого раствора, содержащего от 8 до 10 г/л $\text{SC}(\text{NH}_2)_2$ и от 2 до 3 г/л HCl или H_2SO_4 . Цианистые соединения меди также хорошо

десорбируются растворами ТМ. Однако при высоком содержании меди в смоле (более 5 мг/г), вследствие образования в смоле при кислой среде осадка простого цианида меди CuCN , процесс элюирования продолжается долгое время, и извлечение золота может быть недостаточно полным. Никель, содержащийся в насыщенном анионите обычно в небольшом количестве (не более 3 мг/г), десорбируется раствором ТМ достаточно полно. В связи с этим во избежание осложнений процесса и загрязнения золота и серебросодержащего элюата медью и никелем целесообразно предварительно десорбировать их из анионита [7].

1.2.3.7 Методы извлечения золота из тиомочевинных растворов

Цементация свинцом золота осуществляется из солянокислых ТМ элюатов с последующим купелированием осадка. Недостатками метода являются загрязнение раствора свинцом, что затрудняет использование его в обороте, и непригодность для сернокислых ТМ элюатов [7].

Цементация цинком. Содово-цинковый способ осаждения золота и серебра разработан и внедрен в производство на Лебединской опытной ионообменной установке. К недостаткам метода относятся: невысокое качество осадка, высокий расход реагентов (сода, цинковая пыль, кислоты) и загрязнение обратного элюирующего раствора цинком и солями натрия, которые снижают качество отрегенерированной смолы [7].

Цементация алюминием. Используется алюминиевая пыль с крупностью частиц 95 % класса – 0,074 мм. Недостатки метода те же, что и при осаждении цинком [7].

Осаждение золота активированным углем. Извлечение золота и серебра из кислых тиокарбамидных растворов с относительно невысокой концентрацией благородных металлов (Au до 50 мг/л) может быть осуществлено методом сорбции на активированных углях (СКТ, ОУ, КАД и др.). Недостатки способа: сложность процесса сжигания угля и большие потери ТМ (от 10 до 15 %), которая полностью теряется при переработке угольного осадка [4].

Экстракция золота. Исследования ученых показали, что можно извлекать золото из солянокислых ТМ растворов экстракцией ТБФ. К Недостаткам процесса относится: дороговизна и необходимость дальнейших исследований по экстракции из сернокислых элюатов, реэкстракции и переработке реэкстрактов [5].

Электроэлюирование. Метод представляет собой совмещенный процесс десорбции золота и электроосаждения его из раствора. Главным препятствием к промышленному внедрению разработанных методов электроэлюирования является отсутствие удовлетворительной конструкции электролизера, которая могла бы обеспечить стабильное проведение процесса в производственных условиях [5].

Для растворов с промежуточным содержанием золота достаточно перспективным, как показали проведенные исследования, представляется использование метода щелочного осаждения золота [5].

Щелочное осаждение золота. По этому методу элюат предварительно в течение от 4 до 6 часов продувают воздухом для удаления HCN во избежание образования NaCN при введении щелочи, растворения и неполного осаждения золота. В раствор при температуре от 40 до 50 °С добавляется 40 %-ный раствор NaOH до pH от 10 до 12. При этом осаждается гидроксид золота по реакции:



Продолжительность осаждения составляет от 2 до 4 ч. Имеет большое значение поддержание указанного значения pH раствора, так как при недостатке щелочи, возможно, неполное осаждение золота, а при избытке ее – растворение гидрата золота. С золотом осаждаются гидроксиды металлов-примесей, благодаря чему раствор освобождается от примесей, затрудняющих процесс регенерации смолы. Гидратные осадки с содержанием золота от 10 до 15 % отфильтровывают на фильтр-прессе или на барабанно-вакуумном фильтре, промывают горячей водой, продувают воздухом, сушат при температуре от 120 до 140 °С и обжигают при температуре 300 °С для удаления серы. Огарки затем подвергают сернокислотной обработке для растворения примесей и при

содержании золота от 30 до 45 % они поступают на аффинаж. Недостатками метода являются: плохая фильтруемость гидратных осадков, дополнительный расход кислоты и сравнительно невысокое качество осадков [7].

2 Объекты и методы исследования

В данном дипломе представлен проект цеха регенерации золотосодержащей смолы АМ-2Б, производительностью 1 м³.



Рисунок 3 – Схема процесса регенерации смолы АМ-2Б

Процесс цианистой обработки протекает в РК. Смола проходит процесс очищения от соединений железа и меди раствором с концентрацией NaCN от 40 до 45 г/л. После чего смола поступает на стадию отмывки смолы от NaCN.

Отмывка от цианида натрия происходит в регенерационной колонне горячей водой (от 50 до 60 °С). Содержание NaCN, после отмывки составляет не более 1 г/л.

Кислотная обработка смолы производится с помощью H_2SO_4 , концентрацией от 40 до 50 г/л. И имеет целью очистку анионита от комплексных цианидов цинка, никеля, а также перевод смолы из цианидной формы в сернокислотную.

Сорбция тиомочевины происходит в регенерационной колонне. Процесс производится для утилизации тиомочевины из маточных растворов после фильтрации золотосодержащих гидратов и подготовки смолы к десорбции золота.

Десорбция золота в четырех колоннах под действием раствора, содержащего от 70 до 90 г/л $CS(NH_2)_2$ и от 15 до 20 г/л H_2SO_4 . Операция десорбции золота имеет целью снятие золота со смолы и перевода их в раствор товарного регенерата.

Отмывка от тиомочевины. Операция предназначена для отмывки смолы от тиомочевины и возврата раствора $CS(NH_2)_2$ в процесс десорбции золота и серебра.

Отмывка от серной кислоты проводится для отмывки смолы от остатков тиомочевины и серной кислоты.

Процесс щелочной обработки предназначен для снятия со смолы тиосульфатов, сульфатов, элементарной серы и перевода смолы в OH^- -форму раствором гидроксида натрия с концентрацией от 15 до 20 г/л в двух РК.

Операция отмывки от NaOH проводится в РК, горячей водой от 55 до 60 °С до содержания гидроксида натрия в растворе не более 1 г/л.

Затем проводится замер объема смолы, и смола откачивается в цех сорбции.

3 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение

3.1 Планирование потребности в человеческих ресурсах

Так как проектируемое предприятие удалено от населенных пунктов, работа идет вахтовым методом. Длительность одной вахты составляет 30 дней. Длительность рабочего дня – 12 часов.

Таблица 3.1.1 – График сменности в течении 30 дней

Смены	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
8-20	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А
20-8	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б
Выходные	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В
	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г
Смены	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
8-20	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А
20-8	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б
Выходные	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В
	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г

Для непрерывности процесса на производстве, предусмотрены бригады А и Б, а также Г и В. Каждую вахту бригады А – Б и В – Г, меняются сменами, график работ представлен в таблице 3.1.2:

Таблица 3.1.2 – График сменности в течении 30 дней

Смены	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
8-20	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В
20-8	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г
Выходные	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А
	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б
Смены	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
8-20	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В	В
20-8	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г	Г
Выходные	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А	А
	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б	Б

Таким образом, одна бригада отдыхает 180 дней в год. Следовательно, количество выходных в год:

$$T_{\text{отдых}} = 180.$$

Количество ночных смен в год – 90. Тогда на одного среднесписочного рабочего приходится 180 дня выходных и 90 ночных смен в год.

Рассчитаем баланс рабочего времени:

Таблица 3.1.3 – Баланс рабочего времени среднесписочного рабочего

Элементы времени	Дни	Часы
Календарное число дней	360	4320
Выходные дни	180	2160
Номинальный фонд рабочего времени	180	2160

Продолжение таблицы 3.1.3

Планируемые невыходы:		
- очередные и дополнительные отпуска	30	
- невыходы по болезни	7	
- выполнение общественных обязанностей	3	
- отпуск, в связи с учебой без отрыва от производства	15	
Итого:	55	660
Эффективный фонд рабочего времени	125	1500

Определим явочное число основных рабочих в сутки:

$$N_{\text{яв}} = 1/N_{\text{обсл}} \cdot F \cdot C; \quad (1)$$

где $N_{\text{обсл}}$ – норма обслуживания (количество аппаратов, которое может обслужить один аппаратчик) ($N_{\text{обсл}} = 8$);

F – количество установок ($F = 17$);

C – количество смен в сутки ($C = 2$).

Подставив значения в формулу (61):

$$N_{\text{яв}} = 1/8 \cdot 17 \cdot 2 = 4,25 = 4;$$

Рассчитаем списочное число основных рабочих по формуле (2):

$$N_{\text{сп}} = N_{\text{яв}} \cdot T_{\text{эф.обор}}/T_{\text{эф.раб}}; \quad (2)$$

Где $T_{\text{эф.обор}}$ – проектируемое число дней работы оборудования в год ($T_{\text{эф.обор}} = 340$);

$T_{\text{эф.раб}}$ – проектируемое число дней работы одного рабочего в год ($T_{\text{эф.раб}} = 125$).

$$N_{\text{сп}} = 4 \cdot 340/125 = 10,88 = 11. \quad (3)$$

Рассчитаем численность вспомогательного персонала:

Комплектуем цех вспомогательным персоналом в следующем составе:

Таблица 3.1.4 – Вспомогательный персонал

Должность	Количество людей
Слесарь	8
Электрик	8
КИПиА	8
Уборщик служебных помещений	4

Рассчитаем численность ИТР (инженерно-технические работники), служащих и прочего персонала:

Таблица 3.1.5 – Численность работников цеха

Должность	Категория	Число штатных единиц, чел
Начальник цеха	ИТР	1
Технолог цеха	ИТР	1
Мастер смены	ИТР	4
Дежурный слесарь	Вспомогательный персонал	8
Дежурный электрик	Вспомогательный персонал	8
Дежурный КИПиА	Вспомогательный персонал	8
Уборщик служебных помещений	Вспомогательный персонал	4
Итого		34

3.2 Расчет годового фонда заработной платы основных рабочих

Расчетный фонд складывается из основной и дополнительной заработной платы:

$$З_{\text{год}} = З_{\text{осн}} + З_{\text{доп}}; \quad (4)$$

Основной фонд заработной платы:

$$З_{\text{осн}} = З_{\text{тар}} + Д_{\text{н.вр}} + Д_{\text{п.дн}} + Д_{\text{пр}} + Д_{\text{вред}}; \quad (5)$$

где $Z_{\text{тар}}$ – тарифный фонд;

$D_{\text{н.вр}}$ – доплата за работу в ночное время (40 % от);

$D_{\text{п.дн}}$ – доплата за работу в праздничные дни (100 % от $Z_{\text{тар}}$);

$D_{\text{пр}}$ – доплата премий (30 % от $Z_{\text{тар}}$);

$D_{\text{вред}}$ – доплата за вредность (20 % от $Z_{\text{тар}}$).

Тарифный фонд времени рассчитывается по тарифным ставкам, исходя из отработанного времени:

$$Z_{\text{тар}}^i = N_{\text{сп}}^i \cdot T_{\text{эф.раб}} \cdot T_{\text{ст}}^i; \quad (6)$$

Где $N_{\text{сп}}^i$ – списочное число рабочих i -ой квалификации в сутки;

$T_{\text{эф.раб}}$ – эффективное время работы одного среднесписочного рабочего;

$T_{\text{ст}}^i$ – тарифная часовая ставка ($T_{\text{ст}}^i = 124,6$ руб.).

$$Z_{\text{тар}}^i = 11 \cdot 1500 \cdot 124,6 = 2055900 \text{ руб.}$$

Доплата за работу в ночное время осуществляется отчислением 40 % от тарифной ставки:

$$D_{\text{н.вр}} = N_{\text{сп}}^i \cdot n_{\text{н.вр}} \cdot T_{\text{ст}}^i \cdot t_{\text{см}} \cdot \Pi; \quad (7)$$

где $n_{\text{н.вр}}$ – количество ночных смен в году ($n_{\text{н.вр}} = 90$);

$t_{\text{см}}$ – продолжительность смены, час ($t_{\text{см}} = 12$);

Π – процент отчисления ($\Pi = 40\%$).

$$D_{\text{н.вр}} = 11 \cdot 90 \cdot 124,6 \cdot 12 \cdot 0,4 = 592099,2 \text{ руб.}$$

Доплата за работу в праздничные дни осуществляется по двойным тарифным ставкам:

$$D_{\text{п.дн}} = N_{\text{яв}}^i \cdot N \cdot T_{\text{ст}}^i \cdot t_{\text{см}}; \quad (8)$$

где $N_{\text{яв}}^i$ – явочное число рабочих i -ой квалификации в сутки;

N – количество праздничных дней в году, принято 12 дней по производственному календарю 2015 г.

$$D_{\text{п.дн}} = 4 \cdot 12 \cdot 124,6 \cdot 12 = 71769,6 \text{ руб.}; \quad (9)$$

Доплата премий осуществляется отчислением 30 % от $Z_{\text{тар}}$:

$$D_{\text{пр}} = Z_{\text{тар}} \cdot \Pi_{\text{пр}}; \quad (10)$$

где $\Pi_{\text{пр}}$ – процент отчисления ($\Pi_{\text{пр}} = 30\%$).

$$Д_{пр} = 2055900 \cdot 0,3 = 61677 \text{ руб};$$

Доплата за вредность осуществляется отчислением 20 % от $З_{тар}$:

$$Д_{вред} = З_{тар} \cdot П_{вред}; \quad (11)$$

Где $П_{вред}$ – процент отчисления ($П_{вред} = 20\%$).

$$Д_{вред} = З_{тар} \cdot П_{вред} = 2055900 \cdot 0,2 = 411180 \text{ руб}; \quad (12)$$

Рассчитаем основной фонд заработной платы:

$$З_{осн} = 2055900 + 592099,2 + 71769,6 + 61677 + 411180 = 3192625,8 \text{ руб};$$

Рассчитаем дополнительный фонд заработной платы:

$$З_{доп} = З_{осн} \cdot П_{д.зп}; \quad (13)$$

где $П_{д.зп}$ – процент доплаты ($П_{д.зп} = 10\%$).

$$З_{доп} = 3192625,8 \cdot 0,1 = 319262,58 \text{ руб. (32 тыс)}$$

Рассчитаем годовой фонд заработной платы:

$$З_{год} = 3192625,8 + 319262,58 = 351188,38 \text{ руб};$$

Таблица 3.2.1 расчет годового фонда заработной платы основных рабочих

Категория рабочих	Основные		
Система оплаты труда	Повременно-премиальная		
Условия труда			
Тарифная ставка	$T_{ст}$	руб/час	124,60
Численность списочных рабочих	$H_{сп}$	чел.	11,00
Фонд рабочего времени	$T_{эф.раб}$	час	1500,00
Тарифный фонд	$З_{тар}$	руб/год	2055900,0
Доплата за ночное время	$Д_{н.вр}$	руб/год	592099,20
Доплата за праздничные дни	$Д_{п.дн}$	руб/год	71769,60
Доплата за вредность	$Д_{вред}$	руб/год	411180,00
Доплата премий	$Д_{пр}$	руб/год	61677,00
Основной фонд заработной платы	$З_{осн}$	руб/год	3192625,80
Дополнительный фонд заработной платы	$З_{доп}$	руб/год	319262,58
Годовой фонд заработной платы	$З_{год}$	руб/год	3511888,38

3.3 Определение годового фонда заработной платы ИТР и прочего персонала

Тарифный фонд оплаты ИТР, служащих и пр. персонала рассчитывается по формуле:

$$З_{\text{тар}} = П_{\text{мес}} \cdot Т_{\text{окл}}; \quad (14)$$

где $П_{\text{мес}}$ – число месяцев, отработанных в год каждым рабочим;

$Т_{\text{окл}}$ – штатный месячный оклад, руб.

Число месяцев в году для ИТР принимаем равным – 11 месяцам, для служащих и прочего персонала – 11,3 месяца.

Таблица 3.3.1 – Состав ИТР и вспомогательного персонала

Наименование должности	Число ед.	Оклад, руб/чел	Оклад, руб
Начальник цеха	1	40000	40000
Технолог цеха	1	30000	30000
Мастер смены	4	25000	100000
Дежурный слесарь	8	20000	160000
Дежурный электрик	8	20000	160000
Дежурный КИПиА	8	20000	160000
Уборщик служебных помещений	4	12000	48000

Рассчитаем тарифный фонд оплаты ИТР используя формулу (74):

$$З_{\text{тар}} = 11 \cdot 40000 = 440000 \text{ руб. (Начальник цеха);}$$

$$З_{\text{тар}} = 11 \cdot 30000 = 330000 \text{ руб. (Технолог цеха);}$$

$$З_{\text{тар}} = 11 \cdot 25000 = 275000 \text{ руб. (Мастер смены).}$$

Рассчитаем тарифный фонд оплаты вспомогательного персонала используя формулу (74):

$$З_{\text{тар}} = 11,3 \cdot 20000 = 226000 \text{ руб. (Дежурный слесарь);}$$

$$З_{\text{тар}} = 11,3 \cdot 20000 = 226000 \text{ руб. (Дежурный электрик);}$$

$$З_{\text{тар}} = 11,3 \cdot 20000 = 226000 \text{ руб. (Дежурный КИПиА);}$$

$$З_{\text{тар}} = 11,3 \cdot 12000 = 135600 \text{ руб. (Уборщик служебных помещений);}$$

Основная заработная плата ИТР, служащих и пр. персонала рассчитывается по формуле:

$$З_{\text{осн}} = З_{\text{тар}} + Д_{\text{п.дн}} + Д_{\text{вред}}; \quad (15)$$

где $Д_{\text{п.дн}}$ – доплата за праздничные дни;

$Д_{\text{вред}}$ – доплата за вредность (20% от $З_{\text{тар}}$).

Доплата за праздничные дни рассчитывается следующим образом:

$$Д_{\text{п.дн}} = Т_{\text{окл}} / 26,5 \cdot N \cdot Р_{\text{яв}}; \quad (16)$$

где $Т_{\text{окл}}$ – месячный оклад;

N – количество праздничных дней в году;

26,5 – среднемесячное число рабочих;

Рассчитаем доплату за праздничные дни ИТР используя формулу (16):

$$Д_{\text{п.дн}} = 40000 / 26,5 \cdot 12 \cdot 1 = 18113,21 \text{ руб. (Начальник цеха);}$$

$$Д_{\text{п.дн}} = 30000 / 26,5 \cdot 12 \cdot 1 = 13584,9 \text{ руб. (Технолог цеха);}$$

$$Д_{\text{п.дн}} = 25000 / 26,5 \cdot 12 \cdot 2 = 22641,51 \text{ руб. (Мастер смены);}$$

Рассчитаем доплату за праздничные дни вспомогательному персоналу:

$$Д_{\text{п.дн}} = 20000 / 26,5 \cdot 12 \cdot 2 = 18113,21 \text{ руб. (Дежурный слесарь);}$$

$$Д_{\text{п.дн}} = 20000 / 26,5 \cdot 12 \cdot 2 = 18113,21 \text{ руб. (Дежурный электрик);}$$

$$Д_{\text{п.дн}} = 20000 / 26,5 \cdot 12 \cdot 2 = 18113,21 \text{ руб. (Дежурный КИПиА);}$$

$$Д_{\text{п.дн}} = 1200 / 26,5 \cdot 12 \cdot 1 = 5433,96 \text{ руб. (Уборщик служебных помещений).}$$

Доплата за вредность осуществляется отчислением 20% от $З_{\text{тар}}$:

$$Д_{\text{вред}} = З_{\text{тар}} \cdot П_{\text{вред}}; \quad (17)$$

где $П_{\text{вред}}$ – процент отчисления ($П_{\text{вред}} = 20\%$).

Рассчитаем доплату за вредность ИТР используя формулу (77):

$$Д_{\text{вред}} = 440000 \cdot 0,2 = 88000 \text{ руб. (Начальник цеха);}$$

$$Д_{\text{вред}} = 330000 \cdot 0,2 = 66000 \text{ руб. (Технолог цеха);}$$

$$Д_{\text{вред}} = 275000 \cdot 0,2 = 55000 \text{ руб. (Мастер смены).}$$

Рассчитаем доплату за вредность вспомогательному персоналу:

$$Д_{\text{вред}} = 226000 \cdot 0,2 = 45200 \text{ руб. (Дежурный слесарь);}$$

$$Д_{\text{вред}} = 226000 \cdot 0,2 = 45200 \text{ руб. (Дежурный электрик);}$$

$$Д_{\text{вред}} = 226000 \cdot 0,2 = 45200 \text{ руб. (Дежурный КИПиА);}$$

$$Д_{\text{вред}} = 135600 \cdot 0,2 = 27120 \text{ руб. (Уборщик служебных помещений);}$$

Рассчитаем основную заработную плату ИТР по формуле (75):

$$З_{\text{осн}} = 440000 + 18113,21 + 88000 = 546113,21 \text{ руб. (Начальник цеха);}$$

$$З_{\text{осн}} = 330000 + 13584,9 + 66000 = 409584,9 \text{ руб. (Технолог цеха);}$$

$$З_{\text{осн}} = 275000 + 22641,51 + 55000 = 352641,51 \text{ руб. (Мастер смены).}$$

Рассчитаем основную заработную плату вспомогательного персонала:

$$З_{\text{осн}} = 226000 + 18113,21 + 45200 = 289313,21 \text{ руб. (Дежурный слесарь);}$$

$$З_{\text{осн}} = 226000 + 18113,21 + 45200 = 289313,21 \text{ руб. (Дежурный электрик);}$$

$$З_{\text{осн}} = 226000 + 18113,21 + 45200 = 289313,21 \text{ руб. (Дежурный КИПиА);}$$

$$З_{\text{осн}} = 135600 + 5433,96 + 27120 = 168153,96 \text{ руб. (Уборщик служебных помещений);}$$

Дополнительная заработная плата ИТР, служащих, вспомогательного и прочего персонала рассчитывается по формуле:

$$З_{\text{доп}} = З_{\text{осн}} \cdot П; \quad (18)$$

где $П$ – процент отчисления ($П = 12\%$).

Рассчитаем дополнительную заработную плату ИТР используя формулу (77):

$$З_{\text{доп}} = 546113,21 \cdot 0,12 = 65533,58 \text{ руб. (Начальник цеха);}$$

$$З_{\text{доп}} = 409584,9 \cdot 0,12 = 49150,19 \text{ руб. (Технолог цеха);}$$

$$З_{\text{доп}} = 352641,51 \cdot 0,12 = 42316,98 \text{ руб. (Мастер смены).}$$

Рассчитаем дополнительную заработную плату вспомогательного персонала:

$$З_{\text{доп}} = 289313,21 \cdot 0,12 = 34717,58 \text{ руб. (Дежурный слесарь);}$$

$$З_{\text{доп}} = 289313,21 \cdot 0,12 = 34717,58 \text{ руб. (Дежурный электрик);}$$

$$З_{\text{доп}} = 289313,21 \cdot 0,12 = 34717,58 \text{ руб. (Дежурный КИПиА)}$$

Рассчитаем дополнительную заработную плату прочего персонала:

$$З_{\text{доп}} = 168153,96 \cdot 0,12 = 20178,47 \text{ руб. (Уборщик служебных помещений).}$$

Годовая заработная плата ИТР, служащих, вспомогательного и прочего персонала рассчитывается по формуле:

$$З_{\text{год}} = З_{\text{осн}} + З_{\text{доп}}; \quad (19)$$

Рассчитаем годовую заработную плату ИТР используя формулу (19):

$$З_{\text{год}} = 546113,21 + 65533,58 = 611646,79 \text{ руб. (Начальник цеха);}$$

$$З_{\text{год}} = 409584,9 + 49150,19 = 458735,09 \text{ руб. (Технолог цеха);}$$

$$З_{\text{год}} = 352641,51 + 42316,98 = 394958,49 \text{ руб. (Мастер смены).}$$

Рассчитаем годовую заработную плату вспомогательного персонала:

$$З_{\text{год}} = 289313,21 + 34717,58 = 324030,79 \text{ руб. (Дежурный слесарь);}$$

$$З_{\text{год}} = 289313,21 + 34717,58 = 324030,79 \text{ руб. (Дежурный электрик);}$$

$$З_{\text{год}} = 289313,21 + 34717,58 = 324030,79 \text{ руб. (Дежурный КИПиА);}$$

Рассчитаем годовую заработную плату прочего персонала:

$$З_{\text{год}} = 168153,96 + 20178,47 = 188332,43 \text{ руб. (Уборщик служебных помещений).}$$

Таблица 3.3.2 – Заработная плата лиц ИТР и вспомогательного персонала

Наименование должности	Категория	Число ед.	Т _{окл}	З _{тар}	Д _{п.дн}	Д _{вред}	З _{осн}	З _{доп}	З _{год}
			руб./мес.	руб./год	руб./год	руб./год	руб./год	руб./год	руб./год
Начальник цеха	ИТР	1	40000	440000	18113,21	88000	546113,21	65533,58	611646,79
Технолог цеха		1	30000	330000	13584,9	66000	409584,9	49150,19	458735,09
Мастер смены		4	25000	275000	22641,51	55000	352641,51	42316,98	394958,49
Дежурный слесарь	Вспом. перс	8	20000	226000	18113,21	45200	289313,21	34717,58	324030,79
Дежурный электрик		8	20000	226000	18113,21	45200	289313,21	34717,58	324030,79
Дежурный КИПиА		8	20000	226000	18113,21	45200	289313,21	34717,58	324030,79
Уборщик	Прочие	4	12000	135600	5433,96	27120	168153,96	20178,47	188332,43
Итого		34	167000	1858600	1141132,2	371720	2344433,2	281331,96	2625765,17

3.4 Расчет капитальных затрат на здание

Расчет капитальных затрат на здание ведется по формуле:

$$C_{зд} = C + C_{от} + C_{вен} + C_{вод} + C_{кан} + C_{осв}; \quad (20)$$

где C – стоимость помещения, руб.;

$C_{от}$ – стоимость затрат на отопление руб.;

$C_{вен}$ – стоимость затрат на вентиляцию, руб.;

$C_{вод}$ – стоимость затрат на водопровод, руб.;

$C_{кан}$ – стоимость затрат на канализацию, руб.;

$C_{осв}$ – стоимость затрат на освещение, руб.

Каркасное здание под цех: длина – 36 м, высота – 17 м, ширина – 18 м.

$$C_{1м}^3 = 10000 \text{ руб/м}^3.$$

$$C = C_{1м}^3 \cdot V_{зд}; \quad (21)$$

$$V_{зд} = 36 \cdot 18 \cdot 17 = 9792 \text{ м}^3;$$

$$C = V_{зд} \cdot C_{1м}^3 = 9792 \cdot 10000 = 97920000 \text{ руб.}$$

Таблица 3.4.1 затраты на санитарно-технические работы.

Затраты	% от затраты на постройку здания	Цена, руб.
на отопление	5	4896000
на вентиляцию	5	4896000
на водопровод	3	2937600
на канализацию	3	2937600
на освещение	2	1958400
Итого	18	17625600

$$C_{зд} = C + \sum C_{затр}; \quad (22)$$

$$C_{зд} = 97920000 + 4896000 + 4896000 + 2937600 + 2937600 + 1958400 = 115545600 \text{ руб.}$$

3.5 Расчет капитальных затрат на приобретение и монтаж оборудования

Таблица 3.5.1 – Расчет стоимости оборудования

Наименование оборудования	Количество	Цена, руб/шт	Цена, руб
Регенерационная колонна	17	240000	4080000
Емкость для подогрева воды	1	160000	160000
Емкость для нейтрализации вредных газов (пенные аппараты)	4	90000	360000
Аппараты с мешалкой	2	1200000	2400000
Барабанно-факуумный фильтр БОН 10-1,8-1У (К)	1	3700000	3700000
Электродпечь ПК 5.20.5/4	1	736000	736000
Итого:			11436000

Таблица 3.5.2 – Расходы на наладку и монтаж оборудования

Наименование нормативов	% от стоимости оборудования	Сумма, руб.
На устройство трубопровода	20	2287200
На антикоррозионные работы	5	571800
На кабельные разводки	5	571800
На КИПиА	10	1143600

Продолжение таблицы 3.5.2

На монтаж оборудования	10	1143600
На вспомогательное оборудование	5	571800
Итого:	55	6289800

Капитальные затраты на приобретение и монтаж оборудования рассчитываются по формуле:

$$C_{\text{кап.затр}} = C_{\text{обор}} + \sum C_{\text{затр}}; \quad (23)$$

где $C_{\text{обор}}$ – затраты на приобретение оборудования;

$C_{\text{затр}}$ – затраты на наладку и монтаж оборудования.

$$C_{\text{кап.затр}} = 11436000 + 6289800 = 17725800 \text{ руб.}$$

3.6 Общепроизводственные расходы

3.6.1 Расходы на содержание здания

Затраты на содержание здания составляют 2% от стоимости здания:

$$З_{\text{сод}} = 0,02 \cdot 115545600 = 2310912 \text{ руб.};$$

Затраты на текущий ремонт здания составляют 2% от стоимости здания:

$$З_{\text{т.к}} = 0,02 \cdot 115545600 = 2310912 \text{ руб.}$$

3.6.2 Амортизационные отчисления на здание

Амортизационные отчисления:

$$A_{\text{зд}} = C_{\text{зд}} \cdot 1/\alpha, \text{ руб/год}; \quad (24)$$

где α – срок полезного использования здания ($\alpha = 30$ лет).

Таким образом сумма затрат на содержание и эксплуатацию здания составит:

$$\sum Z_1 = A_{зд} + Z_{сод} + Z_{т.р}; \quad (25)$$

$$\sum Z_1 = 115545600 \cdot 1/30 + 2310912 + 2310912 = 8473344 \text{ руб/год.}$$

3.6.3 Содержание и эксплуатация оборудования

Ремонтный фонд составляет 15 % от стоимости оборудования:

$$\Phi_{т.р} = 17725800 \cdot 0,15 = 2658870 \text{ руб/год;}$$

Расходы на содержание составляют 5 % от стоимости оборудования:

$$Z_{сод} = 17725800 \cdot 0,05 = 886290 \text{ руб/год.}$$

3.6.4 Отчисления на амортизацию оборудования

Амортизация оборудования – 10 % от стоимости оборудования:

$$A_{об} = C_{затр} \cdot \alpha; \quad (26)$$

$$A_{об} = 17725800 \cdot 0,1 = 1772580 \text{ руб/год.}$$

Сумма расходов на содержание и эксплуатацию оборудования составит:

$$\sum Z_2 = A_{об} + Z_{сод} + \Phi_{т.р}; \quad (27)$$

$$\sum Z_2 = 17725800 + 886290 + 2658870 = 21270960 \text{ руб/год;}$$

Общепроизводственные расходы составят:

$$Z_{общ} = \sum Z_1 + \sum Z_2 = 8473344 + 21270960 = 29744304 \text{ руб.}$$

3.6.5 Расчет технологических затрат

$$Z_{эл} = C_{эл} \cdot W \cdot T_{р.обор}; \quad (28)$$

где $C_{эл}$ – стоимость 1 кВт · ч электроэнергии, руб. (2,6 руб.);

W – потребляемая мощность ($W = 1052,25$ кВт);

$T_{р.обор}$ – время работы оборудования в год, час.

$$Z_{эл} = 2,6 \cdot 1052,25 \cdot 7920 = 21667932 \text{ руб.}$$

3.6.5.1 Затраты на освещение

$$E_{\text{осв}} = 15 \cdot S \cdot M \cdot \tau / 1000; \quad (29)$$

где 15 – количество Ватт на 1 м² пола;

S – площадь пола, м² (S = 1728 м²);

M – количество часов искусственного освещения в сутки (M = 24);

τ – число дней работы производства в году.

$$E_{\text{осв}} = 15 \cdot 1728 \cdot 24 \cdot 365 / 1000 = 214444,8 \text{ кВт/год.}$$

$$З_{\text{осв}} = 214444,8 \cdot 2,6 = 557556,48 \text{ руб/год.}$$

3.6.5.2 Затраты на вентиляцию

$$W_{\text{вент}} = P_{\text{э.д.}} \cdot 24 \cdot m; \quad (30)$$

где P_{э.д.} – общая мощность электродвигателей вентагрегатов (P_{э.д.} = 6,6 кВт);

24 – количество часов в сутки;

m – количество дней работы производства в году (m = 3).

$$W_{\text{вент}} = 6,6 \cdot 24 \cdot 365 = 57816 \text{ кВт/год;}$$

$$З_{\text{вент}} = 57816 \cdot 2,6 = 150321,6 \text{ руб/год.}$$

3.6.5.3 Затраты на отопление помещения

$$P_{\text{от}} = a \cdot T \cdot V_{\text{зд}}; \quad (31)$$

где a – количество тепла на 1 м³ помещения (a = 0,0044 кВт);

T – продолжительность отопительного сезона (T = 3600 ч);

V_{зд} – объем отапливаемого помещения (V_{зд} = 19872 м³).

$$P_{\text{от}} = a \cdot T \cdot V_{\text{зд}} = 0,0044 \cdot 3600 \cdot 9792 = 155105,28 \text{ кВт/год;}$$

$$З_{\text{от}} = 155105,28 \cdot 2,6 = 403273,728 \text{ руб.}$$

3.6.5.4 Затраты на ОТ и ТБ

Затраты, связанные с организацией труда и техникой безопасности принимаются в размере 15 % от полного годового фонда заработной платы:

$$З_{\text{ОТ и ТБ}} = 2625765,17 \cdot 0,15 = 393864,77 \text{ руб/год.}$$

3.6.5.5 Отчисления на социальные нужды

Размер отчислений на социальные нужды составляет 30 % от полного годового фонда заработной платы:

$$З_{\text{соц}} = 2625765,17 \cdot 0,3 = 787729,55 \text{ руб/год.}$$

Таблица 3.6.5.5.1 – Калькуляция себестоимости передела

Статьи	Ед. из.	Цена, млн.руб. /год	Норма в год	Сумма млн.руб. /год
Сырье:				
- тех.вода		0,860	159877884,000	135,694
- цианид натрия		46,500	1261440,000	58,656
- серная кислота	Кг	7,500	1844856,000	13,836
- тиомочевина		86,000	4644200,000	399,401
- щелочь		100,000	438000,000	43,800
Электроэнергия на тех. нужды	кВт	2,600	83333820,000	216,667
Итого условно-переменные затраты				868,054
Фонд ЗП	руб.			2,625
Отчисление на социальные нужды	руб.			0,787

Продолжение таблицы 3.6.5.5.1

Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования:				
– амортизация оборудования	руб.			1,772
– тек. и кап. ремонты	руб.			2,658
– содержание оборудования	руб.			0,886
Цеховые расходы:				
– амортизация здания;	руб.			3,851
– содержание здания;	руб.			2,310
– тек. и кап. ремонты;	руб.			2,310
Общезаводские расходы	руб.			13,791
Расходы на ОТ и ТБ.	руб.			0,393
Итого условно-постоянные затраты				17,596
Себестоимость передела				885,650

Удельная себестоимость передела составит:

$$C_{уд.} = C_{с.п}/П; \quad (32)$$

где $C_{с.п}$ – себестоимость передела, руб;

$П$ – производительность производства по готовой продукции, кг.

$$C_{уд.} = 885650000/1610088 = 550,063 \text{ руб/кг.}$$

Себестоимость передела 1 т насыщенной по золоту смолы равна 550063 руб.

Себестоимость передела 1 кг золота равна 83697,35 руб.

Конечным продуктом нашего производства является черновой сплав (сплав Доре) золота. В год получаем 8143,68 кг чистого золота. По данным www.metaltorg.ru (торговая система), стоимость 1 тройской унции золота на международной бирже приравнивается к 1099 долларам США (сведения 31.12.15г). Отсюда следует, что стоимость 1 грамма золота равна 35,2 долларам США или 2654,08 руб.

Доход в год по биржевой цене равен:

$$C = 8143,68 \cdot 1000 \cdot 2654,08 = 21613978214,40 \text{ руб./год.}$$