**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 работы |
|---|
| Проект цеха сорбционного извлечения золота из цианистых растворов производительностью $2{,}5 \cdot 10^6$ м$^3$/год |

УДК 669.213.634

Студент

| Группа | ФИО | Подпись | Дата |
|---|---|---|---|
| 0412 | Попов Александр Иванович | | |

Руководители

| Должность | ФИО | Ученая степень, звание | Подпись | Дата |
|---|---|---|---|---|
| Доцент | Шагалов В.В. | к.х.н. | | |

## КОНСУЛЬТАНТЫ:

По разделу «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение»

| Должность | ФИО | Ученая степень, звание | Подпись | Дата |
|---|---|---|---|---|
| Доцент | Тухватулина Л.Р. | к.ф.н. | | |

По разделу «Социальная ответственность»

| Должность | ФИО | Ученая степень, звание | Подпись | Дата |
|---|---|---|---|---|
| Ассистент | Акимов Д.В. | | | |

По разделу «Автоматизация процесса»

| Должность | ФИО | Ученая степень, звание | Подпись | Дата |
|---|---|---|---|---|
| Доцент | Вильнина А. В. | к.т.н. | | |

## ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ:

| Зав. кафедрой | ФИО | Ученая степень, звание | Подпись | Дата |
|---|---|---|---|---|
| | Крайденко Р.И. | д.х.н. | | |

Томск – 2017 г.

## ПЛАНИРУЕМЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ОБУЧЕНИЯ ООП 240601 «Химическая технология материалов современной энергетики»,

| Код результата | Результат обучения (выпускник должен быть готов) |
|---|---|
| | *Профессиональные компетенции* |
| Р1 | Демонстрировать глубокие естественнонаучные, математические и инженерные знания и детальное понимание научных принципов профессиональной деятельности |
| Р2 | 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 |
| Р3 | 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 |
| Р4 | 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 |
| Р5 | Уметь планировать и проводить аналитические, имитационные и экспериментальные исследования в области изучения свойств и технологии материалов современной энергетики с использованием новейших достижения 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 |
| Р6 | Разрабатывать новые технологические схемы, рассчитывать и выбирать оборудование, применять средства автоматизации, анализировать технические задания и проекты с учетом ядерного законодательства |
| | *Универсальные компетенции* |
| Р7 | 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 |
| Р8 | 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 |
| Р9 | Применять иностранный язык в сфере коммуникаций и профессиональной деятельности, представлять результаты научных исследований и разработок в виде отчетов, публикаций, публичных обсуждений |
| Р10 | 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 |
| Р11 | 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
(Подпись) (Дата)

**ЗАДАНИЕ**
**на выполнение выпускной квалификационной работы**

В форме:

| дипломного проекта |
|---|

Студенту:

| Группа | ФИО |
|---|---|
| 0412 | Попову Александру Ивановичу |

Тема работы:

| Проект цеха сорбционного извлечения золота из цианистых растворов производительностью $2{,}5 \cdot 10^6$ м$^3$/год | |
|---|---|
| Утверждена приказом директора (дата, номер) | от 08.07.2016 г. № 5594/с |

| Срок сдачи студентом выполненной работы: | 18 января 2017 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.).* | Одним из наиболее эффективных методов концентрирования и очистки золота от примесей является – сорбция на ионообменной смоле. Метод позволяет получать растворы с концентрацией золота пригодной для дальнейшего электролитического выделения золота, без использования дополнительных реагентов. |
| **Перечень подлежащих исследованию, проектированию и разработке вопросов** | **1. Введение.**<br>**2. Аналитический обзор литературных данных**.<br>**3. Теоретическая часть.**<br>3.1. Теория процесса.<br>3.2. Термодинамика процесса.<br>3.3. Основы кинетики.<br>**4. Экспериментальная часть.**<br>4.1. Методика проведения исследований.<br>4.1.1. Описание экспериментальной установки.<br>4.1.2. Приборы и методы анализа.<br>4.1.3. Реактивы для проведения исследования и анализа.<br>4.1.4. Порядок проведения эксперимента. |

| | |
|---|---|
| | 4.2. Результаты и их обсуждение.<br>**5. Укрупнённое проектирование.**<br>5.1. Разработка и описание аппаратурно-технологической схемы.<br>5.2. Расчет материального баланса.<br>5.3. Расчет теплового баланса.<br>5.4. Расчет основного аппарата.<br>5.4.1. Расчет геометрии и габаритов основного аппарата.<br>5.4.2. Механический расчет.<br>5.4.3. Гидравлический расчет.<br>5.4.4. Энергетический расчет.<br>**6. Автоматизация процесса.**<br>**7. Охрана труда и техника безопасности.**<br>**8. Расчет себестоимости передела.** |
| **Перечень графического материала**<br>*(с точным указанием обязательных чертежей)* | 1.Физико-химические основы процесса.<br>2.Результаты исследований.<br>3.Блок схема с материальными потоками.<br>4.Аппаратурно-технологическая схема.<br>5.Сборочный чертеж основного аппарата А1 (ГОСТ 2.001-93..2.034-83).<br>6.Технико-экономические показатели. |

**Консультанты по разделам выпускной квалификационной работы**

| Раздел | Консультант |
|---|---|
| Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение | **к.ф.н., доцент, Тухватулина Л.Р.** |
| Социальная ответственность | **Акимов Д.В.** |
| Автоматизация процесса | **к.т.н., доцент, Вильнина А.В.** |

**Названия разделов, которые должны быть написаны на русском и иностранном языках:**

Все разделы написаны на русском языке

| | |
|---|---|
| **Дата выдачи задания на выполнение выпускной квалификационной работы по линейному графику** | 3 октября 2016 года |

**Задание выдал руководитель:**

| Должность | ФИО | Ученая степень, звание | Подпись | Дата |
|---|---|---|---|---|
| Доцент кафедры ХТРЭ | Шагалов В.В. | к.х.н. | | 3.10.2016 |

**Задание принял к исполнению студент:**

| Группа | ФИО | Подпись | Дата |
|---|---|---|---|
| 0412 | Попов А.И. | | 3.10.2016 |

## Реферат

Выпускная квалификационная работа состоит из 103 страниц., включает в себя 5 рисунков, 26 таблиц, 38 источников, 6 листов графического материала формата А1.

Ключевые слова: золото, цианидное выщелачивание, сорбция, пачук.

Данный дипломный проект посвящен проектированию цеха сорбционного выщелачивания золота из золотосодержащих руд с использованием цианистых растворов, с производительностью $2{,}5 \cdot 10^6$ м$^3$/год.

В ходе выполнения проекта сделан литературный обзор существующих методов извлечения золота из руд, рассмотрены их основные достоинства и недостатки. Из всех рассмотренных методов выбран метод цианидного выщелачивания с пневматическим перемешиванием в пачуках, как наиболее эффективный и простой. По результатам материального баланса произведены аппаратурный и механический расчёты основного аппарата. Спроектирован цех, а также проведена автоматизация технологического процесса. Рассчитана экономическая целесообразность постройки цеха сорбционного выщелачивания.

**Оглавление**

Введение ..... 10

1 Аналитический обзор существующих методов ..... 11

1.1 Метод гравитационного извлечения золота ..... 11

1.1.1 Гидравлические ловушки и отсадочные машины ..... 11

1.1.2 Извлечение золота с применением шлюзов ..... 12

1.1.3 Применение концентрационных столов ..... 13

1.2 Амальгамационный метод извлечения ..... 14

1.3 Применение гидрометаллургических методов для извлечения золота ..... 15

1.3.1 Тиомочевинное выщелачивание золота ..... 15

1.3.2 Аммиачно-тиосульфатное и тиосульфатное выщелачивание ..... 16

1.3.3 Бактериальное выщелачивание золота ..... 18

1.3.4 Применение органических растворителей для выделения золота ..... 19

1.3.5 Бромцианирование ..... 19

1.3.6 Цианидное выщелачивание золота ..... 20

1.3.6.1 Перколяционное выщелачивание ..... 21

1.3.6.2 Способ кучного выщелачивания ..... 21

1.3.6.3 Цианирование перемешиванием ..... 22

1.4 Методы извлечения золота из цианистых растворов ..... 24

1.4.1 Цементация цинком ..... 24

1.4.2 Сорбционное извлечение золота ..... 24

2 Расчет и аналитика ..... 27

2.1 Принципиальная блок-схема процесса сорбционного извлечения золота 27

2.2 Аппаратурно-технологическая схема процесса сорбции ..... 28

2.3 Материальный расчет ..... 29

2.4 Материальный баланс стадии сорбции ..... 32
2.5 Аппаратурный расчет ..... 36
2.5.1 Расчет аппаратов сорбционного выщелачивания ..... 36
2.5.2 Определение скорости восходящего потока в циркуляторе ..... 37
2.5.3 Расчет штуцеров ..... 40
2.6 Механический расчет ..... 41
2.6.1 Расчет обечайки ..... 42
2.6.2 Расчет днища ..... 44
2.6.3 Расчет строп для укрепления циркулятора ..... 45
2.7 Гидравлический расчет ..... 47
2.7.1 Расчёт воздухоподающего устройства ..... 47
2.7.2 Расчет эрлифта ..... 50
2.8 Выбор дополнительного оборудования ..... 52
3 Автоматизация процесса сорбционного выщелачивания золота ..... 56
3.1 Контроль и автоматизация ..... 56
3.2 Функциональная схема автоматизации процесса сорбционного цианирования золота ..... 57
3.3 Перечень технологических параметров, подлежащих контролю, регулированию и сигнализации ..... 58
3.4 Перечень первичных преобразователей ..... 59
3.5 Использование ЭВМ ..... 60
3.6 Действия оператора-технолога при пуске, остановке и нормальном режиме ведения технологического процесса ..... 61
4 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение ..... 63
4.1 Расчет капитальных затрат на здание ..... 63

4.2 Расчет численности работающих ..... 66
4.3 Расчет годового фонда заработной платы основных рабочих ..... 68
4.4 Расчет годового фонда заработной платы ИТР, служащих и прочего персонала ..... 70
4.5 Общепроизводственные расходы ..... 72
4.5.1 Расходы на содержание здания ..... 72
4.5.2 Расходы на содержание оборудования ..... 73
4.6 Расчет технологических затрат ..... 74
4.6.1 Затраты на электроэнергию ..... 74
4.6.2 Затраты на освещение ..... 74
4.6.3 Затраты на вентиляцию ..... 75
4.6.4 Затраты на отопление ..... 75
4.7 Затраты на ОТ и ТБ ..... 75
4.8 Отчисления на социальные нужды ..... 75
4.9 Калькуляция себестоимости передела ..... 76
5 Строительная часть ..... 78
5.1 Основание ..... 78
5.2 Наружные стены ..... 81
5.3 Покрытие ..... 81
5.4 Производственная канализация ..... 82
6 Социальная ответственность ..... 83
6.1 Охрана труда ..... 83
6.2 Общая характеристика производства ..... 84
6.3 Техника безопасности при работе с токсичными веществами ..... 84
6.4 Электробезопасность ..... 87

6.5 Микроклимат ..... 89
6.6 Шум ..... 89
6.7 Производственное освещение ..... 90
6.8 Производственная вентиляция ..... 91
6.9 Пожарная безопасность ..... 92
6.10 Охрана окружающей среды ..... 93
6.11 Заключение по разделу соц.ответсвенность ..... 94
Заключение ..... 95
Список использованных источников: ..... 97
Приложение А ..... 101
Приложение Б ..... 102
Приложение В ..... 103

## Введение

Золото относится к группе благородных металлов, в которую включается также входят платина, серебро, осмий, палладий, иридий, родий и рутений.

Благородные металлы имеют ряд отличий от остальных элементов. Их уникальность связана с отличительными физическими и химическими свойствами, в том числе высокой температурой плавления, каталитической активностью и устойчивостью к коррозии. Данные свойства являются основным фактором для использования благородных металлов в различных областях промышленности, а также при изготовлении ювелирных изделий и в медицине. Также золото нашло применение в авиационной, космической, а также в электротехнике [1].

Химическая инертность золота и неизменность в весе позволяют использовать золото в качестве важнейшего элемента мировой финансовой системы.

За всю историю промышленной добычи золота человечество добыло 166,6 тысяч тонн. Суммарная стоимость добытого металла составляет около 7 триллионов долларов.

Высокая цена на этот драгоценный металл обусловлена рядом факторов:

– незначительное содержание в земной коре, Кларк составляет $5 \cdot 10^{-7}$ %;

– большие расходы энергии и материалов для извлечения благородных металлов [2].

Целью данного дипломного проекта является рассмотрение метода сорбционного выщелачивания золота из руд как наиболее изученного и самого эффективного на сегодняшний день.

# 1 Аналитический обзор существующих методов

В настоящее время существует огромное количество методов обогащения ценных компонентов. Основная технологическая задача правильно подобрать метод, т.к. каждый из них обладает своими преимуществами и недостатками.

## 1.1 Метод гравитационного извлечения золота

Обогащение благородных металлов методом гравитационного обогащения основано на различной плотности металлов в руде. Так, благородные металлы обладают большей плотностью, чем вмещающие их породы, намного превышающей плотность минералов вмещающей породы. Данное обстоятельство позволяет разделить элементы при помощи силы тяжести.

В большинстве золотосодержащих руд содержится определенное количество крупного свободного золота, диаметром частицы более 0,1 мм., которое плохо подвергается извлечению флотационным и гидрометаллургическим методам. Поэтому его предварительное обогащение гравитационным методом позволяет снизить потери золота с отвальными хвостами и выделить в виде самородного золота, не требующего гидрометаллургической переработки.

В настоящее время в промышленности для гравитационного обогащения золота из руд применяют следующие аппараты: концентрационные столы, шлюзы, отсадочные машины, гидравлические ловушки [3].

### 1.1.1 Гидравлические ловушки и отсадочные машины

Отсадкой называется метод разделения зерен минералов в воде по плотности. Жидкая фаза колеблется относительно разделяемых зерен в вертикальной плоскости. Пульсационные колебания осуществляются

приводными механизмами.

На практике отсадочные машины добавляют в цикл измельчения и эффективно извлекают крупное золото из золотосодержащих руд. Фабрики по добыче золота применяют различные типы машин: отсадочные машины с резиновыми диафрагмами, пульсаторы.

Диафрагма создает многократные пульсации воды и материал расслаивается по плотности: частицы золота из-за большой плотности минералов проходят через постель из металлической дроби или гематитовой руды, и разгружаются под решето, а пустая порода остаются на поверхности постели и разгружаются через сливной порог. Вода в отсадочную машину поступает с перерабатываемым материалом, под решето дополнительно вводят некоторое количество воды. Характер включения золота в руде влияет на степень извлечения, так на некоторых фабриках степень извлечения золота доходит до 50 %, обычно от 25 до 30 %.

Низкое значение отношение Ж : Т, возможность переработки неклассифицированного материала, а также высокая производительность на единицу поверхности являются основными достоинствами отсадочных машин.

Однако установка машин рребует высоких капитальных затрат,а так же невозможность улавливания мелких частиц являются весомыми недостатками этого метода [3].

Гидравлические ловушки могут быть использованы для выделения в концентрат свободного золота и ценных минералов находящихся в руде. По сравнению с амальгамационными аппаратами и шлюзами данные аппараты имеют меньшие габариты и расходуют меньше воды.

### 1.1.2 Извлечение золота с применением шлюзов

Простейшими аппаратами для извлечения свободного золота из руд и россыпей являются концентрационные шлюзы.

Конструкционно шлюз представляет прямоугольный желоб, имеющий

маленький угол наклона в горизонтальной плоскости. Дно желоба представляет собой покрытие с высоким коэффициентом трения, предназначенное для удержания осевших на дно минеральных зерен, например, ворсистая ткань или резиновая подложка.

Обогащение минералов в струе воды, текущей по шлюзу, находящимся под углом, основано в характерном различии движения отдельных минеральных частиц под влиянием динамических воздействий на них струи воды. Тяжелые частицы под действием силы тяжести остаются на покрытии шлюза, а более легкие увлекаются за собой водным потоком [1].

Основными преимуществами шлюзов является их способность улавливать мелкие частицы золота и низкие капитальные затраты на установку.

Трудоемкость эксплуатации и низкая производительность являются главными недостатками [4].

### 1.1.3 Применение концентрационных столов

Концентрация на столах – процесс разделения частиц по плотности в тонком слое воды, текущей по плоскости с небольшим углом наклона (деке), совершающей возвратно-поступательное движение в горизонтальной плоскости в направлении, перпендикулярном направлению движения воды [1].

Частицы подвергаются воздействию трех сил: сообщаемых приводом; действию силы тяжести; действию воды, текущей тонким слоем по уклону поперек прямоугольной или трапецеидальной деки. Под влиянием сил гравитации частицы оседают на поверхности деки и из-за сотрясений деки, происходит расслоение материала в межрифлевом пространстве. Находящиеся на поверхности крупные частицы меньшей плотности поперечным потоком воды смываются, т.к. имеют относительно большой размер и меньшую защищенность нарифлением, в отличии от мелких тяжелых частиц, находящихся внизу. Высота нарифлений, по мере движение частиц, становится меньше, что приводит к движению более легких мелких частиц. Таким образом на концентрационном

столе образуется веер из частиц разной плотности и крупности, рад которых собирается в разные приемники.

Основным достоинством концентрационных столов является получение богатых концентратов. Из-за того, что обогащение протекает в током слое воды данный метод имеет низкую производительность, что и является его основным недостатком [3,4].

### 1.2 Амальгамационный метод извлечения

Применение жидкой ртути для процесса извлечения благородных металлов из руд и концентратов называют амальгамацией. Измельченную золотосодержащую руду приводят в контакт со ртутью. Соприкасаясь с частицами металла, ртуть, избирательно смачивает его на границе раздела с водной фазой. При смачивании золота ртутью участвует три фазы, создающих границы раздела: твердая – золота, жидкие – ртуть и вода. Показатели амальгамации повышаются с увеличением смачиваемости. На извлечение влияют несколько факторов: равновесный краевой угол смачивания – (Ѳ) и состояние поверхности золота. Небольшое значение Ѳ положительно влияет на процесс, а также наличие чистой поверхности золотин. Большая часть неблагородных металлов не подвергается действию амальгамы.

Образование амальгамы происходит после смачивания, из-за диффузии ртути внутри частицы извлекаемого металла. Для освобождения амальгамы от рудной пульпы используют стадию фильтрации и отгонке, в результате которой в реторте остается губчатое золото, а ртуть, при пропускании через холодильник, конденсируется и возвращается в процесс. Процесс амальгамации можно проводить двух типов: внутренняя – в амальгамационных бочках, и внешняя – на шлюзах [1,3].

В настоящее время амальгамация не распространена, из-за трудности обеспечения техники безопасности при работе с ртутью и возможности загрязнения ею окружающей среды [4,5].

## 1.3 Применение гидрометаллургических методов для извлечения золота

Применение гидрометаллургии в производстве благородных металлов очень велико. Обширное использование гидрометаллургии связано с разработкой и практическим использованием автоклавных процессов, а также сравнительно эффективных ионообменных и экстракционных методов извлечения из водных растворов. Данные методы значительно повышают степень извлечения металлов из руд, комплексность извлечениея всех ценных компонентов, и, соответственно, экономическую целесообразность применения этих методов. Они включают в себя выщелачивание металлов из руд и концентратов при их обработке водными растворами химических реагентов, с последующим выделением из раствора целевого металла или его химического соединения.

Основополагающим моментом при выборе гидрометаллургического метода является селективное извлечение металла из труднообогатимых и бедных руд с минимальными затратами реагентов в простом аппаратурном исполнении при низких температурах. Технология извлечения золота цианистыми растворами является ярким примером применения гидрометаллургии. Вследствие выработки богатых месторождений природных ресурсов, постепенно в эксплуатацию вводятся месторождения бедных и трудно вскрываемых руд. Для извлечения металла из таких руд в концентрат, зачастую применяют сочетание физических и гидрометаллугрических методов обогащения [6].

### 1.3.1 Тиомочевинное выщелачивание золота

В начале 40 годов XX века Кожуховой М.А. и Плаксиным И.И. был предложен метод тиокарбамидного выщелачивания. Выщелачивание протекает по реакциям, рассмотренным в таблице 1 [2].

Таблица 1 - Основные полуреакции процесса

| Полуреакция | Электродный потенциал $E_o$, В |
|---|---|
| $Au^0+2CS(NH_2)^{2-} -2e \rightarrow Au[CS(NH_2)_2]^{2+}$ | +0,33 |
| $Fe^{3+} +e^- \rightarrow Fe^{2+}$ | -0,77 |

Суммарная реакция:

$$Au + Fe_2(SO_4)_3 + 2CS(NH_2)_2 \rightarrow \{Au[CS(NH_2)_2]_2\}_2\ SO_4 + 2FeSO_4.$$

Преимущества метода тиокарбамидного выщелачивания перед цианированием:

- процесс растворения золота выше в 10 раз;
- малый удельный расход реагента и коррозионная активность;
- малое влияние ионов-примесей;
- отсутствие СДЯВ в процессе растворения;

Высокая стоимость реагентов, а также применение кислотостойкого оборудования являются основными недостатками данного метода.

Поэтому, для оправдывания затрат на тиомочевину, данный метод в промышленности применятся лишь при переработке очень богатых концентратов [2,5].

### 1.3.2 Аммиачно-тиосульфатное и тиосульфатное выщелачивание

За рубежом наблюдается падение интереса к применению тиомочевины для растворения золота, т.к. признается токсичность этого реагента. Альтернативным методом цианирования является тиосульфатное выщелачивание.

Процессы аммиачно-тиосульфатного и тиосульфатного выщелачивания золота протекают по реакциям:

1) в щелочной среде:

$$Au + 5S_2O_3^{2-} + Cu(NH_3)_4^{2+} \rightarrow Au(S_2O_3)_2^{3-} + 4NH_3 + Cu(S_2O_3)_3^{4-}.$$

2) в кислой среде:

$$4Au + O_2 + 8S_2O3^{2-} + 4H^+ \rightarrow 4Au(S^2O^3)_2^{3-} + H_2O,$$

Применение тиосульфатных растворов для извлечения благородных металлов исвестно еще с XX века. Золотосодержащие руды подвергали хлорирующему обжигу, а затем обрабатывали тиосульфатным раствором.

Для руд, трудновскрываемых цианидными растворами, можно применять аммиачно-тиосульфатное выщелачивание, например, медистым или марганцевым. Оптимальными условиями являются поддержание в растворе pH на уровне от 7 до 8 единиц, что обеспечивает устойчивость тиосульфат-ионов. Данным способом серебро и золото можно добывать из хвостов окислительного выщелачивания в присутствии меди.

Преимущества:

- быстрая скорость процесса выщелачивания;
- малая стоимость и слабая токсичность реагентов;
- полный цикл извлечения золота и серебра;

Недостаткои:

- высокие потери тиосульфата, которые определяются: неоптимальные значения концентраций и pH; наличие некоторых примесей и бактерий; влияние ультрафиолетового облучения;
- большие объемы пульпы из-за сильного разбавления (отношение Ж : Т = 6 : 1);
- экономические затраты на обогрев пульпы.

Поэтому этот метод не находит широкого промышленного применения [5].

### 1.3.3 Бактериальное выщелачивание золота

Бактериальное выщелачивание – селективное извлечение ценного элемента из многокомпонентных соединений путем их растворения микроорганизмами в водной среде. Данным методом можно извлекать компоненты из руд и отходов производства (золото, уран и др.).

Значительное ускорение процесса вскрытия руды достигается в присутствии бактерий, например, бактерии Thiobacillus ferrooxidans применяются для выщелачивания никеля, меди, мышьяка, цинка, кадмия, золота и др.

Метод базируются на результатах изучения микрофлоры крупных золоторудных месторождений, которые позволили выделить культуры доминирующих видов бактерий и грибов. По результатам исследований установлено, что максимальной активностью в процессе растворения золота обладают представители родов Bacillus, Bacterium, Chromobacterium.

В отличие от бактерий, микроскопические грибы способны аккумулировать золото из растворов. Наиболее эффективны представители родов Aspergillus niger и Aspergillus oryzae.

Главная роль при бактериальном выщелачивании золота принадлежит продуктам микробного синтеза: аминокислотам, пептидам, белкам и нуклеиновым кислотам [5].

Преимущества:

- простота аппаратурного оформления процесса;
- могут применяться в различных методах выщелачивания, которые проводятся при нормальном давлении и температурах;
- быстрое размножение бактерий, при возвращении в процесс отработанных растворов, содержащих живые организмы.

Недостатком этого метода можно выделить малую скорость процесса выщелачивания золота по сравнению с другими методами. При переработке сульфидных руд происходит увеличение выброса кислых вод, что влечет за

собой закисление почвы.

Метод бактериального выщелачивания применяется в промышленности в меньших масштабах, чем метод цианидного выщелачивания [7].

### 1.3.4 Применение органических растворителей для выделения золота

В качестве альтернативных методов извлечения золота появились методы с использованием смешанных или неводных растворителей. Применение хлорида меди (II) в качестве окислителя в водных растворителях представляет наибольший интерес. Для неводных растворителей − диметилформамид, диметилсульфоксид и ацетоннитрил. При добавлении органических растворителей меняются гидродинамические характеристики (вязкость, коэффициент диффузии) а также диэлектрическая проницаемость среды. Неводный растворитель вступает в реакции ассоциации, сольватации, а также может участвовать в реакциях комплексообразования в качестве лиганд [2].

Золото растворяется в нитрилах: ацетонциангидрине $(CH_3)_2C(OH)CN$, лактонитриле $CH_3CH(OH)CN$, гликольнитриле $HOCH_2CN^-$, однако только в присутствии щелочи. Использование органических растворителей, таких как ацетонитрил, диметилсульфоксид, диметилформамид повышает скорость растворения серебра и золота. Это значительно упрощает процесс извлечения металла из раствора (путем отгонки растворителя), что создает возможность создания эффективных технологий извлечения и аффинажа.

Основным недостатком этого метода является высокая стоимость реагентов и их дефицитность. Из-за этого метод является неэффективным для его обширного применения [5].

### 1.3.5 Бромцианирование

Бромцианирование производят смешением измельченной руды сначала с раствором цианистого натрия при слабой щелочности продолжительное время.

Перед цианированием извлекают свободное золото на амальгамационных или ворсистых шлюзах. После этого раствор сливают, оставшуюся пульпу нейтрализуют разведенной серной кислотой, так как щелочь легко разлагает бромистый циан. Далее повторно перемешивают с 0,02 % CaO и до нейтральной реакции с добавкой бромистого циана по частям. Перемешивание ведут от 4 до 5 часов в закрытом чане. Слабый водный раствор бромистого циана не изменяется несколько суток.

Стоит отметить, что данный метод не имеет эффективного промышленного использования ввиду низкой степени извлечения золота [8].

### 1.3.6 Цианидное выщелачивание золота

Выщелачивание цианидами на сегодняшний день является основным методом переработки золотосодержащих руд. В качестве выщелачивающего реагента используются соли сенильной кислоты – цианиды натрия или калия концентрацией от 0,02 % до 0,5 %. Растворение золота в присутствии окислителя, в качестве которого выступает кислород воздуха, происходит по реакции:

$$Au + 4NaCN + 1/2O_2 + H_2O = 2NaAu(CN)_2 + 2NaOH.$$

Золото переходит в раствор в виде комплекса, который диссоциирует на ионы $Na^+$ и $[Au(CN)_2]^-$. Комплексный анион $[Au(CN)_2]^-$ затем направляют на сорбцию ионообменными смолами, активным углем или осаждают цементацией (Zn мет.)

Преимущества метода цианирования:

- высокая степень извлечения – золота до 95%;
- низкая стоимость передела;
- простота аппаратурного оформления;
- температура процесса 20 ℃.

Главный недостаток этого метода – очень высокая токсичность цианистых солей, ввиду гидролиза NaCN. Но, несмотря на это обстоятельство, цианидный метод широко используется в промышленных масштабах [1].

### 1.3.6.1 Перколяционное выщелачивание

Процесс извлечения золота естественным фильтрованием цианистых растворов через слой золотосодержащей руды, помещенной в чан с ложным днищем, называется перколяционным выщелачиванием. Данный метод применим лишь для грубозернистых частиц, которые легко пропускают цианистые растворы, ввиду малой скорости фильтрации.

Перколяции подвергают классифицированные пески с частицами крупностью от 0,2 до 1 мм. Продолжительность полной обработки песка одной загрузки зависит от скорости просачивания, количества растворов и режима обработки, определяемых вещественным и гранулометрическим составом песка [1].

Преимущества:

- относительная дешевизна процесса;
- простота аппаратурного оформления;
- небольшой расход электроэнергии.

Основным недостатком является невысокое ( до 60 %) извлечение золота. Поэтому использование этого метода в промышленности малоэффективно [3].

### 1.3.6.2 Способ кучного выщелачивания

Кучное выщелачивание заключается в орошении руды цианистыми растворами, уложенной в виде штабеля на водонепроницаемом покрытии. Медленное просачивание выщелачивающего раствора обеспечивает вскрытие ценного компонента руды, в данном случае золота и серебра. Вытекающий из основания штабеля продуктивный раствор направляется на извлечение целевого компонента [1].

Кучному выщелачиванию подвергают руду после дробления до крупности от 5 до 20 мм. Наличие в руде глинистых веществ снижает

проницаемость кучи, замедляет скорость выщелачивания и уменьшает извлечение золота.

Кучное выщелачивание проводят на открытом воздухе на специально подготовленных площадках. Водонепроницаемого основание создают путем создания слоя бетона, асфальта или утрамбованной глины. Кучи орошают цианистым раствором с помощью форсунок, установленных над рудными штабелями.

Золотосодержащий раствор, вытекающий из оснований штабеля, стекает в облицованные пластиком дренажные канавы, проложенные рядом со штабелем вдоль ее сторон, и по ним отводится в специальную приемную емкость.

Преимущества:

- низкие капитальные затраты;
- простота технологического процесса;
- возможность переработки бедных руд.

Недостатки:

- длительность процесса (от 30 до 90 суток);
- низкое извлечение золота (от 50 до 70 %).

Данный метод находит применение в промышленности, но не так эффективно, как цианирование перемешиванием [2].

#### 1.3.6.3 Цианирование перемешиванием

Цианирование перемешиванием – более эффективный процесс по сравнению с цианированием просачиванием, т.к уменьшается диффузионный слой на границе раздела фаз извлекаемого металла и выщелачивающего раствора, а так же молекул кислорода, выступающем в реакции окислителем.

Процесс ведут при концентрации NaCN, составляющей от 0,01 до 0,1 % (чаще всего от 0,02 до 0,5 %) и концентрации CaO или NaOH, равной от 0,01 до 0,03 % (pH от 9 до 11). Цианистые растворы обладают малой коррозионной активностью, поэтому для изготовления оборудования применяют углеродистую

сталь или чугун [1].

Процесс выщелачивания может быть осуществлен как в периодически, так и непрерывно. Благодаря полной автоматизации и высокой эффективности использования аппаратуры, непрерывное выщелачивание получило большее применение в промышленности. Данный метод уменьшает использование мощных двигателей и насосов для перекачки пульпы из емкостей.

Пульпа поступает в каскад (цепочку) из последовательно соединенных аппаратов, где происходит процесс выщелачивания. Оптимально число аппаратов в каскаде 10, но рекомендуется применять не менее 6, т.к. значительная доля частиц выщелачиваемой руды проскакивает все аппараты. Данное обстоятельство негативно сказывается на эффективности процесса извлечения золота.

Пачук с центральным циркулятором и эрлифтом является самым распространенным аппаратом для выщелачивания золота в непрерывном режиме. Аппарат представляет собой цилиндрический чан с коническим днищем, в центре которого располагается пневматический циркулятор для перемешивания и аэрации пульпы. Циркулятор представляет собой открытую с обоих концов трубу большого диаметра, в нижней части которой предусмотрена воздушная рубашка, для подачи сжатого воздуха, который через отверстия поступает в виде отдельных пузырьков в трубу. Находящаяся в ней пульпа смешивается с воздухом, образуя воздушно–пульповую смесь, плотность которой меньше, чем плотность пульпы во всем объеме аппарата. Из-за разности плотностей смесь поднимается вверх и выливается через верхний край трубы. Более плотная, не содержащая пузырьков воздуха пульпа поступает в трубу снизу.

Пачуки широко применяют как в промышленности как на территории России, так и заграницей. Перемешивание пульп разных плотностей, высокая аэрация и простота оборудования являются основными преимуществами данного аппарата [2,3].

## 1.4 Методы извлечения золота из цианистых растворов

### 1.4.1 Цементация цинком

До начала развития цианистого процесса, цементация цинком была одним из лучших методов осаждения благородных металлов из продуктивных растворов. В настоящее время в золотодобывающей промышленности цементация уступает место другим эффективным методам.

В металлургии цветных металлов данным процессом называют восстановлением одного металла другим в водных растворах. В основе метода лежит вытеснение металлов менее благородными в соответствии с рядом окислительно-восстановительных потенциалов.

Потенциал выше чем у цинка, поэтому цинк легко вытесняет его из цианистых комплексов:

$$2Au(CN)_2^{2-} + Zn = 2\ Au + Zn(CN)_4^{2-}.$$

Поэтому можно провести почти полное осаждение золота и серебра.

Преимущества:

- высокая степень осаждения золота (до 99,5 %);
- достаточно быстрое и полное осаждение золота.

Основным недостатком этого метода является высокий расход цинка (в 30-40 раз больше стехиометрии) и большие габариты используемой аппаратуры. К тому же низкое содержание золота (не более 40 %) в цинковом шламе говорит о поиске более эффективного метода [6].

### 1.4.2 Сорбционное извлечение золота

Сорбцию золота из цианистых растворов можно проводить как на активном угле, так и на синтезированных ионообменных смолах.

В отечественной промышленности ионообменные смолы получили огромное применение в качестве осадителей благородных металлов из цианистых пульп, однако по сравнению с активированным углем смола обладает

меньшими сорбционными и кинетическими свойствами и высокой селективностью по отношению к золотоцианистому комплексу, а такие же их большей стоимостью (в 7-12 раз выше цены активированных углей).

Сорбция золота активными углями сопровождается окислительно–восстановительными процессами. Дицианоаурат ионы, находясь в растворе, преобразуются в цианокарбонилы на поверхности угля и впоследствии восстанавливаются до металлического золота.

Преимущества:

- высокая удельная поверхность угля;
- низкая стоимость активного угля;
- быстрая регенерация угля (от 6 до 7 часов).

Главным недостатком углей является их низкая механическая прочность. Емкость по золоту у них значительно меньше, чем у анионообменных смол [1,2].

Анионообменная смола Purogold S992, обладает большей избирательностью по отношению к золоту, по сравнению с другими ионитами, а также обладает наименьшим временем сорбции.

Сорбцию благородных металлов ионообменными смолами можно осуществлять как из осветленных цианистых растворов, так и непосредственно из пульп в процессе цианирования.

Второй метод заключается в контакте ионообменной смолы с не осветленным золотосодержащим раствором, а непосредственно с пульпой в процессе цианирования. Параллельно в аппарате протекает процесс выщелачивания с переходом благородных металлов в жидкую фазу пульпы и, одновременно сорбируются ионитом.

После окончания выщелачивания и сорбции смолу отделяют, а обеззолоченную пульпу направляют на обезвреживание и в отвал. Обогащенный золотом ионит отправляют на десорбцию и регенерацию, для повторного использования в технологии.

Преимущества:

- исключение стадии фильтрации и промывки пульпы из технологии.

Это положительно отражается на экономике процесса;

- высокая степень извлечения золота. В отдельных случаях повышение извлечения золота может достигать от 10 до 20 %;
- быстрое протекание процесса растворения в присутствии ионита по сравнению с обычным цианированием.

В промышленности часто используют совмещение процессов цианирования и сорбции, так называемого сорбционного выщелачивания [5,9].

# 3 Автоматизация процесса сорбционного выщелачивания золота

## 3.1 Контроль и автоматизация

Автоматизация приводит к улучшению основных показателей эффективности производства: увеличению количества, улучшению качества и снижению себестоимости выпускаемой продукции, повышению производительности и эффективности труда, улучшение условий труда обслуживающего персонала. Внедрение автоматических устройств уменьшает затраты сырья и энергии, сокращает количество брака и отходов, увеличивает срока работы оборудования. Комплексная автоматизация процессов химической технологии предусматривает не только автоматическое обеспечение нормального хода этих процессов с использованием различных автоматических устройств (контроля, сигнализации, регулирования), но и автоматическое управление пуском и остановом аппаратов для ремонтных работ и в критических ситуациях.

Для получения информации о состоянии объекта и условиях работы служат устройства контроля. Они могут быть выполнены либо в виде отдельных приборов, предназначенных для визуального контроля параметров процесса, либо являться составной частью устройств регулирования, сигнализации и защиты.

В данном дипломном проекте разработана схема автоматизации процесса сорбционного выщелачивания золотосодержащей руды.

Необходимость автоматизации данного процесса обусловлена опасными и вредными факторами, присутствующими в производстве Au и создающими опасность для людей, контактирующих с оборудованием. Чтобы избежать этого, применяется комплексная автоматизация с дистанционным управлением, сводящая к минимуму всё вредное воздействие производства на работников [15].

## 3.2 Функциональная схема автоматизации процесса сорбционного цианирования золота

Объектом автоматизации является цех сорбционного выщелачивания золотосодержащей руды. Здесь происходят непрерывные процессы цианирования в четырех пачуках и сорбционного выщелачивания в восьми пачуках. В приложении В представлена вся технологическая цепочка аппаратов, соответственно пачуки цианирования (поз.3-1 – 3-4) и пачуки сорбционного выщелачивания (поз.4-1 – 4-8).

В репульпаторе (поз.2-1) происходит подготовка пульпы, путем создания однородной суспензии из руды и оборотных растворов. Подготовленная пульпа, вертикальным центробежным насосом, подается в пачук предварительного цианирования (поз.3.1). Контроль расхода пульпы осуществляется контурами 9 – 10, 14–15, 23–24.

Совместно с пульпой в пачук предварительного цианирования поз.3-1, из напорных емкостей поз.1-1 и поз.1-2 соответственно, подается 0,5 % раствор NaCN для выщелачивания руды, и раствор NaOH для поддержания значения pH в пределах 10-11. Контроль расхода реагентов контролируется контурами 1–2, 3–4, 5–6, 7–8. Контроль pH раствора осуществляется pH-метром, показания которого выводятся на панель управления оператора. Из первого пачука цианирования пульпа в объеме 347 $м^3$/ч, вертикальным центробежным насосом подаётся во второй пачук предварительного цианирования и т.д., где процесс происходит аналогично первому аппарату.

Каскад сорбции состоит из восьми аппаратов поз. 4–1-4–8. Из последнего пачука выщелачивания, поз.3–4, подаётся 347 $м^3$/ч вскрытой пульпы в первый пачук каскада сорбции, поз. 4–1. Перемешивание пульпы осуществляется воздушным циркулятором расположенным в центре паучка сорбции. Эрлифты, находящиеся в пачуках сорбции, поднимают пульпу и смолу вверх аппарата, где на дренажных сетках происходит разделение смолы от пульпы. Пульпа движется в каскаде от первого пачука сорбции поз.4–1 к последнему пачуку поз.4–8. Смола

движется противотоком, т.е. загрузка смолы осуществляется в последний пачук сорбции поз.4–8, а выгрузка осуществляется через последний пачук поз.4–1. Выгруженная смола направляется на отмывку от механических примесей на вибрационный грохот поз.5–1. Далее смола поступает в промежуточный бункер хранения обогащенной смолы поз.6–1. Весь процесс непрерывный.

Напорные емкости оборудованы датчиками уровня по верхнему и нижнему значению, а также сигнализаторами уровня. Репульпатор, а также пачуки, оборудованы сигнализаторами по верхнему уровню

Значения всех измеряемых параметров выводятся на щитовую. При выходе измеряемых параметров за допустимые ограничения незамедлительно срабатывает сигнализация [14,15].

### 3.3 Перечень технологических параметров, подлежащих контролю, регулированию и сигнализации

Контроль:

- уровень пульпы в пачуках;
- pH пульпы в пачуках;
- давление;
- уровень растворов в напорных емкостях;
- Расход NaCN, NaOH.

Сигнализация:

- уровень пульпы в пачуках;
- уровень растворов в напорных емкостях.

Регулирование:

- давление воздуха;
- расход пульпы из репульпатора, а также в пачуках предварительного цианирования;
- расход NaCN, NaOH.

### 3.4 Перечень первичных преобразователей

1. pH - метр типа «ПМП–132». Основные характеристики:

- диапазон pH 0 -12;
- давление не более 0,5 Мпа;
- основная погрешность ± 0,02, ед. pH;
- ЭДС, мВ ± 2.

Позиции: 17, 18, 26, 35, 36.

2. Датчик давления с плоской мембраной Trafag.

Компактный преобразователь (датчик) давления FPT с плоской фронтальной мембраной. Устойчив к ударам, износам работает в широком температурном диапазоне.

- Диапазон измерений, бар: от 0 – 100;
- Тип измеряемого давления - избыточное;
- Точность, %ВПИ: ±0,4 %;
- Выходные сигналы: 4-20мА; 0,5-4,5В; 1-6В;
- Температура процесса, °С: -40...125;
- Степень защиты: IP65;
- Материал корпуса: нержавеющая сталь.

Позиция: 12, 21, 27, 29, 31..

3. Датчик измерения расхода:

Электромагнитный расходомер SITRANS FM MAGFLO MAG 3100.

- Рабочая температура от минус 40 до 180 °С;
- Степень защиты IP67 / IP68;
- Точность 0,25 – 0,5 %;
- Электроды AISI 316 Ti, моннель, платина / иридий, титан, тантал;
- Давление до 40 бар.

Позиция: 1, 3, 5, 7, 9, 14, 23.

4. Датчик измерения уровня:

Ультразвуковой сигнализатор уровня СУР – 7.

- Температура контролируемой среды от минус 45 до 100 °С;
- Давление контролируемой среды до 10,0 Мпа;
- Маркировка взрывозащиты 0ExiaIIBT5 X;
- Степень защиты IP68 по ГОСТ 14254;
- Срок службы 14 лет.

Позиции: 11, 16, 19, 25, 33, 34, 37, 40, 41, 42, 43.

### 3.5 Использование ЭВМ

Важной составляющей современной АСУ ТП являются электронные вычислительные машины. В структурной схеме ЭВМ должны быть специальные устройства ввода-вывода, которые связывают ее с технологическим процессом.

При этом ЭВМ может быть запрограммирована так, чтобы реагировать на системы согласно заданному алгоритму управления. Ручное управление осуществляется обычно лишь в особых случаях, а также при ремонте машин, иногда при отладке программы. В данном проекте рассматривается схема АСУ ТП с контроллером, непосредственно связанным с ЭВМ.

Характерная особенность таких систем управления состоит в том, что в них контроллер и ЭВМ включается в замкнутый контур автоматического управления и вырабатывается управляющее воздействие, поступающее как сигналы заданий непосредственно на вход к системам автоматического регулирования.

Поскольку в наших системах контур управления замкнут через контроллер, то функции оператора сводятся к общему наблюдению за ходом процесса. Остается необходимость внести коррективы в процесс при изменениях, например, состава исходных веществ, состава вырабатываемого продукта, pH и т.д.

В щитовой находятся: щит технологического контроля, панель

сигнализации, пульт оператора, дисплей с клавиатурой. На щите технологического контроля располагаются контрольно-измерительные приборы, панель регулирования. На пульте оператора находятся показывающие приборы, переключатели режима работа, задатчики локальных контуров автоматического регулирования, пусковая аппаратура. Для повышения надежности работы оборудования предусмотрен переход с автоматического регулирования к ручному управлению. С помощью дисплея по запросу оператора можно получить информацию о параметрах аварийного участка и при помощи клавиатуры ввести управляющие воздействия, устраняющие аварийную ситуацию [16].

### 3.6 Действия оператора-технолога при пуске, остановке и нормальном режиме ведения технологического процесса

Пуск технологического процесса производится с подготовки пульпы: подача руды и оборотного раствора в репульпатор. По достижению заданного уровня пульпы включается насос 10 для перекачки пульпы в пачуки предварительного цианирования поз.3–1, а также подача растворов NaCN и NaOH в первый пачук. Включается подача воздуха в циркулятор для перемешивания. При достижении заданного уровня в пачуке включается насос 15 и пульпа перекачивается в следующий пачук выщелачивания. Введение аппаратов предварительного цианирования в работу происходит аналогично первому.

Предварительно пачуки сорбции заполняются сорбционной смолой вручную. При заполнении пачука поз.3-4, пульпа поступает в каскад пачуков сорбции в аппарат поз.4-1. Включается подача воздуха на циркулятор. При достижении рабочего уровня включается подача воздуха в эрлифты. Остальные пачуки сорбции вводятся в рабочий режим аналогично первому. Вибрационный грохот вводится в работу при первом поступлении смолы.

При ведении технологического процесса в нормальном режиме оператор-

технолог должен осуществлять наблюдение и контроль параметров, описанных в пункте 1.2, при необходимости, регулировку параметров процесса.

В случае аварии или капитального ремонта, остановку процесса производим в следующем порядке: прекращается подготовка и подача пульпы в пачуки, растворов NaCN и NaOH, воздуха. Затем опустошаем пачуки через сливные патрубки, находящиеся в днищах аппаратов [4].

# 4 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение

## 4.1 Расчет капитальных затрат на здание

Для осуществления процесса сорбционного выщелачивания золота необходим цех со следующими геометрическими параметрами: цех – каркасное здание: длина – 66,4 м, ширина – 26 м, высота –21 м. Производственная площадь – 1705 м$^2$; полный объем здания – 35800 м$^3$.

Капитальные затраты на здание определяются по формуле [17]:

$$C_{зд} = C + C_{от} + C_{вен} + C_{вод} + C_{кан} + C_{осв} \quad (72)$$

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.

Смета на строительства здания представлена в таблице 13

Таблица 11 - Смета на строительство здания

| Параметр | Значение | Ед. изм. |
|---|---|---|
| Длина здания: | 66,4 | м. |
| Ширина здания | 26 | м. |
| Высота здания: | 21 | м. |
| Нагрузка на пол: | 4 | т./кв.м. |
| Площадь здания | 2000 | кв.м. |
| Периметр здания | 118,4 | м. |
| Выборка грунта (глубина – 0,4 м) | 400000 | руб. |
| Устройство монолитных стаканов под стойки каркаса | 5577500 | руб. |
| Основание под плиту (песок) | 282000 | руб. |

Продолжение таблицы 12 – Смета на строительство

| Параметр | Значение | Ед.изм. |
|---|---|---|
| Основание под плиту (щебень) | 616000 | руб. |
| Устройство бетонного пола | 4800000 | руб. |
| Металлокаркас | 4620000 | руб. |
| Проф. лист (стены) | 1417500 | руб. |
| Проф. лист (кровля) | 1768000 | руб. |
| Роллетные ворота (4х4,5 м) | 120000 | руб. |
| Полная стоимость | 14749250 | руб. |
| Цена строительства | 7374.625 | руб./кв.м. |

Затраты на санитарно-технические работы представлены в таблице 13.

Таблица 13 – Затраты на санитарно-технические работы

| Затраты | Процент от затрат на постройку здания | Цена, руб. |
|---|---|---|
| Отопление | 5 | 737462 |
| Вентиляция | 5 | 737462 |
| Водопровод | 3 | 442477 |
| Канализация | 3 | 442477 |
| Освещение | 2 | 294985 |
| Итого: | 18 | 2654863 |

Полная стоимость строительства здания составляет:

$$С_{зд} = 14749250 + 737462 + 737462 + 442447 + 442477 + 294985 =$$

$$= 17404113 \text{ руб.}$$

Расчет стоимости оборудования представлен в таблице 14.

Таблица 14 – Расчет стоимости оборудования

| Наименование | Цена, руб./шт | Количество, шт | Сумма, руб. |
|---|---|---|---|
| Репульпатор | 330000 | 1 | 330000 |
| Пачук предварительного цианирования | 1200000 | 4 | 4800000 |

Продолжение таблицы 14 – Расчет стоимости оборудования

| Наименование | Цена, руб./шт | Количество, шт | Сумма, руб. |
|---|---|---|---|
| Пачук сорбционного выщелачивания | 1400000 | 8 | 11200000 |
| Напорные емкости | 300000 | 2 | 600000 |
| Вертикальный центробежный насос | 450000 | 5 | 2250000 |
| Горизонтальный центробежный насос | 150000 | 2 | 300000 |
| Вибрационный грохот | 70000 | 1 | 70000 |
| Емкость для приема обогащенной смолы | 300000 | 1 | 300000 |
| Итого | | | 19850000 |

Расходы на наладку и монтаж оборудования представлены в таблице 15.

Таблица 15 – Расходы на наладку и монтаж оборудования

| Наименование нормативов | % от стоимости оборудования | Сумма, руб. |
|---|---|---|
| Транспортные расходы | 10 | 1985000 |
| Устройство фундаментов | 10 | 1985000 |
| Монтаж трубопроводов | 15 | 2977500 |
| Антикоррозионные работы | 5 | 992500 |
| Монтаж оборудования | 25 | 4962500 |
| КИПиА | 10 | 1985000 |
| Вспомогательное оборудование | 5 | 992500 |
| Итого: | 80 | 15880000 |

Общие капитальные затраты (без стоимости помещения) рассчитываются по формуле [17]:

$$C_{кап.затр} = C_{обор} + \sum C_{затр} \quad (73)$$

$C_{кап.затр}$ = 19850000 + 15880000 = 35730000 руб.

Полные капитальные затраты на здание и оборудование составляют:

$$С_{полн} = 35730000 + 17404113 = 53134113 \text{ руб.}$$

### 4.2 Расчет численности работающих

Работы на производстве получения золота методом сорбционного выщелачивания осуществляются вахтовым методом. Длительность смены в цехе 12 часов. Т.к. производство непрерывное, то существуют и ночные смены. Продолжительность одной вахты 15 дней. В период прохождения вахты работы осуществляют 2 бригады, работающие в дневную и ночные смены. В бригаде числится: начальник цеха, мастер цеха, и 4 аппаратчика, выполняющие поручения мастера цеха и вышестоящего руководства [17]. График сменности бригад в течение месяца представлен в таблице 16.

Таблица 16 – График сменности бригад

| **Дата / смены** | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 | 16 | 17 | 18 | 19 | 20 | 21 | 22 | 23 | 24 | 25 | 26 | 27 | 28 | 29 | 30 | 31 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| с 8 до 20 | А | А | А | А | А | А | А | В | В | В | В | В | В | В | Г | Г | Г | Г | Г | Г | Г | Г | Г | Г | Б | Б | Б | Б | Б | Б | Б |
| с 20 до 8 | Б | Б | Б | Б | Б | Б | Б | А | А | А | А | А | А | А | А | В | В | В | В | В | В | В | В | Г | Г | Г | Г | Г | Г | Г | Г |

где А, Б, В, Г - бригады.

За 31 день бригада отдыхает 15 дней, а, следовательно, за год:

$$Т_{отдых} = 300 \cdot \frac{15}{31} + 65 = 210 \text{ дней.}$$

Количество ночных смен в год – 77, с учетом того, что производство работает 300 дней в году. Тогда на одного среднесписочного рабочего приходится 210 дней выходных и 77 ночных смены в год.

Таблица 17 – Баланс рабочего времени среднесписочного рабочего

| Элементы времени | Непрерывное производство, 12 часовой рабочий день, кол-во бригад | |
|---|---|---|
| | дней | часов |
| 1. Календарное число дней | 365 | 8760 |
| 2. Выходные дни | 210 | 5040 |
| 3. Номинальный фонд рабочего времени | 155 | 1860 |
| 4. Планируемые невыходы:<br>– очередные и дополнительные отпуска;<br>– невыходы по болезни;<br>– выполнение общественных обязанностей; | <br>30<br>8<br>2 | <br>360<br>96<br>24 |
| 5. Итого (планируемые невыходы) | 40 | 480 |
| 6. Эффективный фонд рабочего времени | 115 | 1380 |

1) Явочное число основных рабочих в сутки [17]:

$$Н_{яв} = \frac{1}{Н_{обсл}} \cdot F \cdot C, \quad (75)$$

где $H_{обсл}$ – норма обслуживания (количество аппаратов, которое может обслужить один аппаратчик), Н = 4;

$F$ – количество установок, F = 17;

$C$ – количество смен в сутки, С = 2.

$$Н_{яв} = \frac{1}{4} \cdot 17 \cdot 2 = 7 \text{ чел.}$$

2) Списочное число основных рабочих определяется по формуле:

$$Н_{сп} = Н_{яв} \cdot \frac{Т_{эф.обор}}{Т_{эф.раб}}, \quad (76)$$

где $Т_{эф.обор.}$ – проектируемое число дней работы оборудования в год, с учетом технического обслуживания, $Т_{эф.обор}$ = 300 дней;

$Т_{эф.раб.}$ – проектируемое число дней работы одного рабочего в год, $Т_{эф.раб}$ = 155 дней.

$$Н_{сп} = 7 \cdot \frac{300}{155} = 14 \text{ человек.}$$

3) Численность вспомогательного и дежурного персонала: дежурный слесарь – 1, дежурный электрик – 1, дежурный КИПиА – 1.

4) Численность ИТР, служащих и прочего персонала представлено в таблице18.

Таблица 18 – Численность ИТР, служащих и прочего персонала

| Должность | Категория | Число штатных единиц,чел |
|---|---|---|
| Начальник цеха | ИТР | 1 |
| Зам.начальника цеха | ИТР | 1 |
| Мастер смены | ИТР | 4 |
| Табельщик | Служащий | 2 |
| Уборщица | МОП | 2 |
| Итого | | 10 |

### 4.3 Расчет годового фонда заработной платы основных рабочих

Для определения годовой заработной платы используется формула [17]:

$$З_{год} = З_{осн} + З_{доп}, \quad (77)$$

где $З_{осн}$ – основной фонд;

$З_{доп}$ – дополнительный фонд.

Основной фонд заработной платы рассчитывается по формуле:

$$З_{осн} = З_{тар} + Д_{н.вр} + Д_{п.дн} + Д_{пр} + Д_{вред}, \quad (78)$$

где $З_{ТАР}$ – тарифный фонд;

$Д_{Н.ВР.}$ – доплата за работу в ночное время (40 % от $З_{ТАР}$);

$Д_{П.ДН.}$ – доплата за работу в праздничные дни (100 % от $З_{ТАР}$);

$Д_{ПР.}$ – доплата премий (30 % от $З_{ТАР}$);

$Д_{ВРЕД.}$ – доплата за вредность (20 % от $З_{ТАР}$).

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

$$З^i_{тар} = Н^i_{сп} + Т_{эф.раб} + Т^i_{ст}, \quad (79)$$

где $Н^i_{сп}$ – списочное число рабочих $i$-ой квалификации, $Н^i_{сп}$ = 16;

$Т_{эф.раб}$ – эффективное время работы одного среднесписочного рабочего,

$T_{эф.раб}$ = 12 ч в день = 1860 ч в год;

$T^i_{ст}$ – тарифная часовая ставка, $T^i_{ст}$ = 150 руб./час.

$$З^i_{тар} = 16 \cdot 1860 \cdot 150 = 4464000 \text{ руб./год}$$

Доплата за вредность:

$$Д_{ВРЕД} = 0{,}2 \cdot 4464000 = 892800 \text{ руб./год}$$

Доплата премий:

$$Д_{ВРЕД} = 0{,}3 \cdot 4464000 = 1339200 \text{ руб./год}$$

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

$$Д_{н.вр} = H^i_{сп} \cdot n_{н.вр} \cdot T^i_{ст} \cdot t_{см} \cdot П \quad (80)$$

где $n_{н.вр}$ – количество ночных смен в году, $n_{н.вр}$ = 77;

$t_{см}$ – продолжительность смены, $t_{см}$ = 12 час;

*П*– процент отчисления, П = 0,4.

$$Д_{н.вр} = 16 \cdot 77 \cdot 150 \cdot 12 \cdot 0{,}4 = 887040 \text{ руб./год}$$

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

$$Д_{п.дн} = H^i_{яв} \cdot N \cdot T^i_{ст} \cdot t_{см}, \quad (81)$$

где $H^i_{яв}$ – явочная численность рабочих *i*-ой квалификации в сутки, $H^i_{яв}$ = 8;

*N* – количество праздничных дней в году, принято 14 дней по производственному календарю 2016 г.

$$Д_{п.дн} = 8 \cdot 14 \cdot 150 \cdot 12 = 201600 \text{ руб./год.}$$

Дополнительный фонд заработной платы рассчитывается по формуле[17]:

$$З_{доп} = З_{осн} \cdot П_{д.зп}, \quad (82)$$

где $П_{д.зп}$– процент доплаты (принимаем в размере 10%).

$$З_{осн} = 4464000 + 892800 + 1339200 + 887040 + 201600 =$$
$$= 7784640 \text{ руб./год}$$

$$З_{доп} = 7784640 \cdot 0{,}1 = 787464 \text{ руб./год}$$

Годовой фонд заработной платы основных рабочих представлен в

таблице 19.

Таблица 19 – Годовой фонд заработной платы основных рабочих

| Категория рабочих | основные | | |
|---|---|---|---|
| Разряд | 5 | | |
| Тарифная ставка | $T_{СТ}^{i}$ | руб./час | 150 |
| Численность списочных рабочих | $Н_{сп.}$ | чел. | 16 |
| Фонд рабочего времени | $T_{ЭФ.РАБ.}$ | час | 1860 |
| Тарифный фонд | $З_{ТАР}$ | руб./год | 8649000 |
| Доплата за ночное время | $Д_{Н.ВР.}$ | руб./год | 887040 |
| Доплата за праздничные дни | $Д_{П.ДН.}$ | руб./год | 201600 |
| Доплата за вредность | $Д_{ВРЕД.}$ | руб./год | 892800 |
| Доплата премий | $Д_{ПР.}$ | руб./год | 1339200 |
| Основной фонд заработной платы | $З_{ОСН.}$ | руб./год | 7784640 |
| Дополнительный фонд заработной платы | $З_{ДОП.}$ | руб./год | 787464 |
| Годовой фонд заработной платы | $З_{ГОД.}$ | руб./год | 8572104 |
| Средняя заработная плата в месяц | | руб./мес. | 44646,375 |

## 4.4 Расчет годового фонда заработной платы ИТР, служащих и прочего персонала

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

$$З_{тар} = П_{мес} \cdot Т_{окл} \quad (83)$$

где $П_{мес}$– число месяцев, отработанных в год каждым работником;

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

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

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

$$З_{осн} = З_{тар} + Д_{п.дн} + Д_{вред}, \quad (84)$$

$$Д_{п.дн} = \frac{Т_{окл}}{n} \cdot N \cdot Н_{яв}, \quad (85)$$

где $Т_{окл}$ – месячный оклад;

N– количество праздничных дней в году, N = 14;

n – среднемесячное число рабочих дней, n = 15;

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

Таблица 20 – Состав инженерно-технического персонала, служащих и вспомогательных рабочих

| Наименование должности | Месячный оклад, руб. |
|---|---|
| Начальник цеха | 50000 |
| Заместитель начальника цеха | 40000 |
| Мастер смены | 35000 |
| Уборщица | 20000 |
| Дежурный слесарь | 25000 |
| Дежурный электрик | 25000 |
| Дежурный КИПиА | 25000 |

Пример расчета заработной платы для начальника цеха:

$$З_{тар} = 11 \cdot 50000 = 550000 \text{ руб./год}$$

$$Д_{п.дн} = \frac{50000}{15} \cdot 14 \cdot 1 = 46666 \text{ руб./год}$$

$$З_{осн} = 550000 + 46666 + 110000 = 706666 \text{ руб./год}$$

Таблица 21 – Результаты расчетов доплаты в праздничные дни и за вредность ИТР, служащих и вспомогательных рабочих

| Наименование должности | Катего-рия | Число шт. ед. | $Д_{п.дн}$, руб./год | $Д_{вред}$, руб./год |
|---|---|---|---|---|
| Начальник цеха | ИТР | 1 | 46666 | 110000 |
| Зам.начальника цеха | | 1 | 37333 | 88000 |
| Мастер смены | | 4 | 32666 | 77000 |
| Уборщица | МОП | 2 | 18666 | 44000 |
| Деж. слесарь | Вспом. рабоч. | 4 | 23333 | 55000 |
| Деж. электрик | | 4 | 23333 | 55000 |
| Деж. КИПиА | | 4 | 23333 | 55000 |
| Итого | | 20 | 531991 | 1254000 |

Дополнительную заработную плату ИТР, служащих и прочего персонала принимаем в размере 10%.

Таблица 22 – Результаты расчетов заработной платы ИТР, служащих и вспомогательных рабочих

| Наименование должности | Категория | Число шт. ед. | $З_{ТАР}$, руб./год | $З_{ОСН}$, руб./год | $З_{ДОП}$, руб./год | $З_{ГОД}$ руб./год |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Начальник цеха | ИТР | 1 | 550000 | 706666 | 70666,6 | 777332,6 |
| Зам. начальника цеха | | 1 | 400000 | 525333 | 52533,3 | 577866,3 |
| Мастер смены | | 4 | 350000 | 459666 | 45966,6 | 509232,6 |
| Уборщица | МОП | 2 | 220000 | 282666 | 28266,6 | 310932,6 |
| Деж. Слесарь | Вспом. Рабоч | 4 | 275000 | 353333 | 35333,3 | 388666,3 |
| Деж. Электрик | | 4 | 275000 | 353333 | 35333,3 | 388666,3 |
| Деж. КИПиА | | 4 | 275000 | 353333 | 35333,3 | 388666,3 |
| Итого | | 20 | 6090000 | 7875991 | 787599,1 | 8677990,1 |

## 4.5 Общепроизводственные расходы

### 4.5.1 Расходы на содержание здания

Затраты на содержание здания примем равными 2 % от стоимости здания [17]:

$$З_{сод} = 17404113 \cdot 0{,}02 = 348082{,}66 \text{ руб./год.}$$

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

$$З_{т.р} = 17404113 \cdot 0{,}02 = 348082{,}66 \text{ руб./год.}$$

Амортизационные отчисления на здание рассчитываются по формуле:

$$А_{зд} = С_{зд} \cdot \frac{1}{\alpha}, \quad (86)$$

где α – срок полезного использования здания, α = 30 лет.

$$А_{зд} = 17404113 \cdot \frac{1}{30} = 580137{,}1 \text{ руб./год}$$

Сумма затрат на содержание и эксплуатацию здания:

$$\sum З_1 = А_{зд} + З_{сод} + З_{т.р}. \quad (87)$$

$$\sum З_1 = 580137{,}1 + 348082{,}66 + 348082{,}66 = 1276302{,}42 \text{ руб./год}$$

### 4.5.2 Расходы на содержание оборудования

Фонд для ремонта оборудования составляет 5 % от стоимости оборудования [17]:

$$З_{т.р}= 19850000 \cdot 0,05 = 992500 \text{ руб./год.}$$

Фонд для ремонта доп.оборудования составляет 5 % от стоимости оборудования:

$$З_{т.р.доп}= 992500 \cdot 0,05 = 49625 \text{ руб./год.}$$

Расходы на содержание оборудования составляют 5 % от стоимости оборудования:

$$З_{сод}= 19850000 \cdot 0,05 = 992500 \text{ руб./год.}$$

Расходы на содержание доп.оборудования составляют 5% от стоимости оборудования:

$$З_{сод.доп.}= 992500 \cdot 0,05 = 49625 \text{ руб./год.}$$

Амортизационные отчисления на оборудование составляют 10% от стоимости оборудования:

$$А_{об}= 19850000 \cdot 0,1 = 1985000 \text{ руб./год.}$$

Амортизационные отчисления на доп.оборудование составляют 10% от стоимости оборудования:

$$А_{об.доп}= 992500 \cdot 0,1 = 99250 \text{ руб./год.}$$

Сумма расходов на содержание и эксплуатацию оборудования:

$$\sum З_2 = А_{об} + З_{сод} + З_{т.р} + А_{об.доп} + З_{сод.доп} + З_{т.р.доп} \quad (88)$$

$$\sum З_2 = 1985000 + 992500 + 992500 + 49625 + 49625 + 99250 =$$

$$= 4168500 \text{ руб./год}$$

Общепроизводственные расходы составляют:

$$З_{общ} = 1276302,42 + 4168500 = 5444802,42 \text{ руб./год .}$$

### 4.6 Расчет технологических затрат

#### 4.6.1 Затраты на электроэнергию

Затраты на электроэнергию определяются по следующей формуле [17]:

$$З_{эл} = С_{эл} \cdot W \cdot T_{р.обор} \quad (89)$$

где $С_{эл.}$ – стоимость 1 кВт·ч электроэнергии, руб. (4,2 руб.);

$W$ – потребляемая мощность, кВт;

$T_{р.обор}$– время работы оборудования в год (300 · 24 = 7200 ч).

Потребляемая мощность оборудования: вертикальный центробежный насос,5 шт – 350 кВт; горизонтальный цетробежный насос среды, 2 шт – 7,5 кВт; вибрационный грохот,1 шт – 2,2 кВт; электродвигатель мешалки репульпатора, 1 шт –76 кВт; дополнительное оборудование – 5% от общего потребления электроэнергии оборудованием.

$$W_{об} = 5 \cdot 350+2 \cdot 7,5+2,2+76= 1843,2 кВт$$

$$W = 46,05 + (1843,2 \cdot 0,05) = 1935,36 кВт$$

$$З_{эл} = 4,2 \cdot 1935,36 \cdot 7200 = 58525286,4 \text{ руб./год.}$$

#### 4.6.2 Затраты на освещение

Затраты на освещение определяются по следующей формуле:

$$З_{эл} = С_{эл} \cdot W_{осв} \quad (90)$$

$$W_{осв} = \frac{W_{S_п} \cdot S_п \cdot M \cdot m}{1000} \quad (91)$$

где $W_{Sп}$ – количество Ватт на 1 м$^2$ пола, $W_{Sп}$ = 15 Вт;

$S_П$ – площадь пола, $S_П$ = 2000 м$^2$;

M – количество часов искусственного освещения в сутки, M = 24 ч;

$m$ – число дней работы производства в году, m = 365 дней.

$$W_{осв} = \frac{15 \cdot 2000 \cdot 24 \cdot 365}{1000} = 262800 \text{ кВт/год}$$

$$З_{эл} = 4{,}2 \cdot 262800 = 1103760 \text{ руб./год}$$

### 4.6.3 Затраты на вентиляцию

Затраты на вентиляцию определяются по следующей формуле:

$$З_{эл} = С_{эл} \cdot W_{вент} \quad (92)$$

$$W_{вент} = P_{эд} \cdot 24 \cdot m \quad (93)$$

где $Р_{эд}$ – мощность электродвигателя, $Р_{эд}$ = 20 кВт.

$$W_{вент} = 20 \cdot 24 \cdot 300 = 144200 \text{ кВт/год},$$

$$З_{эл} = 4{,}2 \cdot 144200 = 605640 \text{ руб./год.}$$

### 4.6.4 Затраты на отопление

Затраты на отопление в данном цехе не учитываются, т.к. для отопления помещений производства используется центральная котельная. Строительство котельной, а также затраты на ее содержание рассчитываются для всего производства, и вносят свою долю себестоимости на конечный продукт.

## 4.7 Затраты на ОТ и ТБ

Затраты, связанные с организацией труда и техникой безопасности, принимаются равными 15 % от полного годового фонда заработной платы [17]:

$$З_{ОТиТБ} = 9931990{,}1 \cdot 0{,}15 = 1489798{,}515 \text{ руб./год.}$$

## 4.8 Отчисления на социальные нужды

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

$$З_{соц} = 18061033{,}8 \cdot 0{,}30 = 2979597{,}03 \text{ руб/год.}$$

### 4.9 Калькуляция себестоимости передела

Себестоимость передела на определенный объем сорбции золота из цианистых растворов производительностью $2{,}5 \cdot 10^6$ м$^3$/год, определяется в результате анализа таблицы 23 [17].

Таблица 23 – Калькуляция себестоимости передела

| Статьи затрат | Ед. изм. | Цена, руб. | Норма в год | Сумма руб./год |
|---|---|---|---|---|
| Электроэнергия на тех. нужды | кВт | 4,2 | 14341592 | 60234686,4 |
| Итого условно-переменные затраты | | | | |
| Фонд ЗП:<br>- основных рабочих<br>- ИТР, служащих, пр.персонала и вспомогательных рабочих | <br>руб.<br><br>руб. | | | <br>8572104<br><br>8677990,1 |
| Отчисления на соц. нужды | руб. | | | 2979597,03 |
| Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования:<br>– амортизация оборудования<br>– тек. и кап. ремонты<br>– содержание оборудования | <br>руб.<br>руб.<br>руб. | | | <br>2084250<br>1042125<br>1042125 |
| Цеховые расходы:<br>– амортизация здания<br>– содержание здания<br>– тек. и кап. ремонты<br>– расходы на ОТ и ТБ | <br>руб.<br>руб.<br>руб.<br>руб. | | | <br>1276302,42<br>348082,66<br>348082,66<br>1489798,515 |
| Общепроизводственные расходы | руб. | | | 27661957,29 |
| Итого условно-постоянные затраты | | | | 88095143,79 |
| Себестоимость передела, руб/м$^3$ | | | | 35,24 |

Экономическим превосходством данного метода над другими является то, что для сорбции используется ионообменная смола Purogold. По емкости данная смола уступает смоле АМ-2Б, однако время десорбции данной смолы меньше почти в 2 раза, а также для десорбции используются щелочные растворы, а не тиомочевинные. Использование щелочных растворов позволяет сократить

количество регенерационных колонн, т.о. уменьшая количество и площадь производственного оборудования, следовательно, уменьшает затраты на их содержание и обслуживание.

## 5 Строительная часть

Место постройки проектируемого отделения – Уральская область.

С учетом единых правил безопасности минимальное расстояние между смежными габаритами машин и аппаратов, и от стен до габаритов оборудования должны составлять:

1) на основных проходах не менее 1,5 м;
2) на рабочих проходах (между аппаратами) не менее 1,5 м;
3) на рабочих проходах между стеной и аппаратами не менее 0,5 м.

При размещении в цехе аппаратов, необходимо учитывать создание максимальных удобств при их обслуживании и ремонте. Зная габариты и число аппаратов, можно рассчитать площадь цеха. Длинна цеха 66,4 метра, ширина 26 метров, высота 21 метр. Площадь 1705,452 м$^2$. В цехе располагается 12 пачуков сорбционного выщелачивания диаметром, с учетом основания опоры, 8,36 м; репульпатор диаметром 3,2 м; две колонны хранения сорбционной смолы диаметром 3,2 м; две напорные емкости диаметрами 6 и 2,5 м.

### 5.1 Основание

Прочность и устойчивость любого сооружения, прежде всего, зависят от надежности основания и фундамента.

Основанием считают слои грунта, залегающие ниже подошвы фундамента и в стороны от него, воспринимающие нагрузку от сооружения и влияющие на устойчивость фундамента и его перемещения. Проектирование оснований зданий и сооружений зависит от большого количества факторов, основными из которых являются: геологическое и гидрогеологическое строение грунта; климатические условия района строительства; конструкция сооружаемого здания и фундамента; характер нагрузок, действующих на грунт основания, и т.д. Основания под фундаменты зданий и сооружений бывают естественными и искусственными.

Естественные основания – это основания представляют собой грунт, расположенный ниже уровня фундамента здания и обладающий в своем природном состоянии необходимой несущей способностью для того, чтобы обеспечить нужную или допустимую по уровню и равномерности осадки устойчивость дома.

Искусственные основания – это грунт, который в природном состоянии не имеет необходимой несущей способности на допустимой глубине заложения фундамента здания (например, подвижные грунты). Такие основания следует упрочнять искусственным образом. Осадка может быть как равномерной, так и неравномерной. Когда осадка равномерная, это значит, что все части здания оседают с одинаковой скоростью и на одинаковом уровне. Но наибольшую опасность для сохранности здания представляет не сама величина осадки, а ее неравномерность.

Основными видами искусственных оснований зданий являются:

1) Песчаные подушки – заменяют природный грунт под фундаментом;

2) Свайное основание – сваи-стойки, опирающиеся концами на плотный грунт.

Фундаментом называют часть здания или сооружения, находящуюся ниже поверхности грунта (на суше) или ниже самого низкого (меженного) уровня воды в водотоке (водоеме) и предназначенную для передачи нагрузок на основание.

Основными требованиями, предъявляемыми к фундаментам, являются: прочность, устойчивость, сопротивляемость влиянию атмосферных условий и отрицательных температур, долговечность, соответствующая эксплуатационному сроку службы надземной части зданий и сооружений, экономичность.

По виду материала фундаменты бывают железобетонные, бетонные, бутовые, бутобетонные, кирпичные и деревянные. Под все ответственные здания и сооружения, как правило, устраивают железобетонные фундаменты.

Под воздействием на фундамент вертикальных нагрузок, равномерно

сжимающих грунты основания, происходят перемещения зданий и сооружений, называемые осадкой. При действии на фундаменты неравномерных сжимающих нагрузок наблюдаются наклоны, именуемые кренами. Воздействие больших горизонтальных нагрузок иногда приводит к смещениям, называемым сдвигами.

Для предотвращения возможности появления недопустимых осадок, кренов или сдвигов зданий и сооружений (исходя из условия обеспечения их нормальной эксплуатации) фундаменты закладывают на некоторой глубине от нулевого уровня поверхности, чтобы передать расчетные нагрузки на более прочные грунты.

Глубина заложения фундаментов назначается в зависимости от характера грунтов, уровня грунтовых, глубины промерзания, капитальности здания и его конструктивных особенностей (наличия подвалов, фундаментов примыкающих зданий и т. п.).

Расчетная глубина заложения фундамента почти всегда больше величины промерзания, свойственной для данной местности, но при этом она не может быть меньше чем 0,5 м.

Средняя глубина промерзания грунта в Уральской области достигает 1,8 м. Следовательно, инженерные системы следует прокладывать на уровне 2 м, а фундамент или отдельные его элементы заглублять еще больше, так как на них приходится наибольшая нагрузка.

В качестве вертикального каркаса в проектируемом здании используются железобетонные колонны. Основное назначение колонн – поддерживать подкрановые балки и покрытие. Согласно стандарту железобетонные колонны устанавливаются с шагом кратным 6 м. Поперечное сечение колонн 400х400 мм. Для монтажа колонн применяется фундаментный стакан типа 2ФС (с подошвой) размером 1300х1300 мм. Материал колонн и фундаментного стакана - бетон марки 300 [18].

## 5.2 Наружные стены

В зависимости от характера работы стены под нагрузкой различают три конструктивных типа стен:

1) Несущая стена: испытывает давление собственного веса, и несет нагрузку от покрытия, крана и т.д.

2) Самонесущая стена: испытывает давление собственного веса, но не несет нагрузку от покрытия, крана и т.д. Нагрузка передается на колонну. Этот вид стен является весьма распространенным в современных промышленных зданиях.

3) Несущая (навесная) стена: не несет никаких внешних нагрузок и передает свой вес фундаменту через колонны. Эта конструкция применяется при малой прочности стенового материала. Так же, как и каркас, стены здания должны разрезаться температурными швами.

В ходе проектирования данного здания выбраны самонесущие стены. Наружные стены выполнены из трехслойных керамзитобетонных сборных стеновых панелей [19].

## 5.3 Покрытие

Покрытия цеха представляют собой цельнолитые железобетонные перекрытия. Изготавливаются из бетона марки 500. Расстояние между опорными балками составляет 6 м.

Полы в промышленных зданиях должны обеспечивать безопасное передвижение людей, пожарную безопасность и возможность быстрого ремонта пола.

В полах, лежащих на грунте, различают три основных слоя: покрытие (или собственно пол), подстилающий слой и основание. Кроме того, в данном проекте в состав пола, в связи с наличием цианидов, должна входить гидроизоляция, которая позволит исключить их попадание в грунт в случае аварийной ситуации.

## 5.4 Производственная канализация

В отделении имеется производственная канализация. По канализационной сети вода поступает в системы водоочистки, предназначенные специально для очистки сливных вод.