

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

---

Инженерная школа ядерных технологий

Специальность: 18.05.02 Химическая технология материалов современной энергетики

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

**ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ**

Тема работы
Проект цеха ионообменного извлечения золота, производительностью 3 тонны в год по металлу УДК 669.21.081.3.001.6

Студент

Группа	ФИО	Подпись	Дата
0421	Кононенко Виктор Сергеевич		

Руководитель

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
ассистент кафедры ХТРЭ	Акимов Д. В.			

**КОНСУЛЬТАНТЫ:**

По разделу «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
доцент кафедры менеджмента	Тухватулина Л. Р.	к.ф.н.		

По разделу «Социальная ответственность»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
ассистент кафедры ХТРЭ	Акимов Д. В.			

По разделу «Автоматизация процесса»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
доцент кафедры ЭАФУ	Вильнина А. В.	к.т.н.		

**ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ:**

Нормоконтролер	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
старший преподаватель кафедры ХТРЭ	Петлин И. В.	к.т.н.		
Зав. кафедрой	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
зав. кафедрой ХТРЭ	Крайденко Р. И.	д.х.н.		

Томск – 2018 г.

**ПЛАНИРУЕМЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ОБУЧЕНИЯ ООП 18.05.02  
«Химическая технология материалов современной энергетики»**

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 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
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»**

Инженерная школа ядерных технологий

Направление подготовки (специальность): 18.05.02 Химическая технология материалов современной энергетики

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

УТВЕРЖДАЮ:

Зав. кафедрой

\_\_\_\_\_  
(Подпись) (Дата) Р.И. Крайденко

**ЗАДАНИЕ**

**на выполнение выпускной квалификационной работы**

В форме:

дипломного проекта
--------------------

Студенту:

Группа	ФИО
0421	Кононенко Виктор Сергеевич

Тема работы:

Проект цеха ионообменного извлечения золота, производительностью 3 тонны в год по металлу
---

Утверждена приказом директора (дата, номер)

--	--

Срок сдачи студентом выполненной работы:

30.12.2017

**ТЕХНИЧЕСКОЕ ЗАДАНИЕ:**

<p><b>Исходные данные к работе</b> <i>(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.).</i></p>	<p>Работа посвящена разработке технологии вскрытия золотосодержащей руды Покровского месторождения, п. Тыгда. Производительностью по металлу – 3 т/год. Необходимо разработать технологическую последовательность операций и определить оптимальные параметры ведения процесса. Элементный состав, % массовый: Au – <math>4,5 \cdot 10^{-4}</math>, Fe – 1,0, Cu – 0,02, Zn – 0,05, Ni – 0,005. Степень цианирования Au – 83 %.</p>
<p><b>Перечень подлежащих исследованию, проектированию и разработке вопросов</b></p>	<ol style="list-style-type: none"><li>1. Введение</li><li>2. Обзор литературы</li><li>3. Расчеты и аналитика<ol style="list-style-type: none"><li>3.1. Разработка и описание аппаратурно-технологической схемы.</li><li>3.2. Расчет материального баланса технологической схемы</li><li>3.3. Аппаратурный расчет</li><li>3.4. Механический расчет основного аппарата</li></ol></li></ol>

	3.5. Гидравлический расчет основного аппарата <b>4. Результаты расчетов</b> <b>5. План размещения оборудования</b> 5.1. Подбор основного технологического оборудования 5.2. Расчет геометрии и габаритов оборудования 5.3. Энергетический расчет технологической схемы <b>6. Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение</b> <b>7. Социальная ответственность</b> <b>8. Автоматизация процесса</b> <b>9. Заключение</b> <b>10. Список использованных источников</b>
<b>Перечень графического материала</b>  <i>(с точным указанием обязательных чертежей)</i>	1. Сборочный чертеж основного аппарата А1 (ГОСТ 2.001-93...2.034-83). 2. Аппаратурно-технологическая схема 3. План размещения оборудования Презентация Power Point Presentation
<b>Консультанты по разделам выпускной квалификационной работы</b>	
<b>Раздел</b>	<b>Консультант</b>
Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение	Тухватулина Лилия Равильевна, доцент кафедры менеджмента, к.ф.н.
Социальная ответственность	Акимов Дмитрий Васильевич, ассистент кафедры ХТРЭ
Автоматизация процесса	Вильнина Анна Владимировна, доцент кафедры ЭАФУ, к.т.н.
Нормоконтролер	Петлин Илья Владимирович, старший преподаватель кафедры ХТРЭ, к.т.н.
<b>Названия разделов, которые должны быть написаны на русском и иностранном языках:</b>	

<b>Дата выдачи задания на выполнение выпускной квалификационной работы по линейному графику</b>	16.10.2017
---	------------

**Задание выдал руководитель:**

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
ассистент кафедры ХТРЭ	Акимов Дмитрий Васильевич			

**Задание принял к исполнению студент:**

Группа	ФИО	Подпись	Дата
0421	Кононенко Виктор Сергеевич		

## Реферат

Дипломный проект состоит из 102 страниц, 8 рисунков, 25 таблиц, 28 использованных источников и одного приложения.

Ключевые слова: золото, сорбционное выщелачивание, цианирование, пачук сорбционного выщелачивания, ионит Purolite A100/2412.

Целью данного дипломного проекта является проектирование цеха сорбционного выщелачивания золота из руды Покровского месторождения с использованием цианистых растворов. Годовая производительность цеха по металлу составляет 3 т.

Объектом разработки является технология сорбционного выщелачивания золота.

Предметом разработки является цех сорбционного выщелачивания золота с использованием цианистых растворов.

По результатам расчетов материальных балансов выщелачивания и сорбции золота из пульпы проведены аппаратурный и механический расчеты пачука сорбционного выщелачивания.

Разработаны аппаратурно-технологическая схема и функциональная схема автоматизации цеха. Подобрано основное и вспомогательное оборудование, построен план цеха сорбционного выщелачивания золота. Рассчитаны основные технико-экономические показатели. Себестоимость передела составляет 6,54% от годового дохода золотоизвлекательной фабрики. Проведен анализ вредных и опасных факторов производства, проработаны меры по охране труда и окружающей среды.

## **Обозначения, сокращения, нормативные ссылки**

Нормативные ссылки:

ГОСТ 2.316-2008. Единая система конструкторской документации (ЕСКД). Правила нанесения надписей, технических требований и таблиц на графических документах. Технические условия.

АТК 24.200.03–90. Опоры-стойки вертикальных аппаратов. Типы, конструкция и размеры.

ГОСТ 10704-91. Трубы стальные электросварные прямошовные. Сортамент.

ГОСТ 33259-2015. Фланцы арматуры, соединительных частей и трубопроводов на номинальное давление до PN 250. Конструкция, размеры и общие технические требования.

ГОСТ 11024-2012. Панели стеновые наружные бетонные и железобетонные для жилых и общественных зданий. Общие технические условия.

ГОСТ 12.0.003-2015. Система стандартов безопасности труда (ССБТ). Опасные и вредные производственные факторы. Классификация.

ГОСТ 12.1.012-2004. Система стандартов безопасности труда (ССБТ). Вибрационная безопасность. Общие требования.

ГОСТ 12.1.003–2014. Межгосударственный стандарт система стандартов безопасности труда. Шум. Общие требования безопасности.

ГОСТ 12.4.153–85. Очки защитные. Номенклатура показателей качества.

ГОСТ 5375–79. Сапоги резиновые формовые. Технические условия.

ГОСТ Р 12.4.001–80. Средства индивидуальной защиты рук. Перчатки. Общие технические требования.

Обозначения и сокращения:

ФСА – функциональная схема автоматизации;

СБ – сборочный чертеж;

ТО – аппаратурно-технологическая схема;

ПЦ – план цеха;

СП – спецификация;

ИТР – инженерно-технический работник;

КИПиА – контрольно-измерительные приборы и автоматика;

МОП – младший обслуживающий персонал;

ЗП – заработная плата,

ТБ – техника безопасности;

КПД – коэффициент полезного действия;

ОТ – охрана труда;

ПБ – пожарная безопасность;

СИЗ – средства индивидуальной защиты;

ПДК – предельно допустимая концентрация.

## Оглавление

Введение.....	10
1 Обзор литературы .....	12
1.1 Месторождение «Покровское».....	12
1.2 Подготовка руды к извлечению золота.....	13
1.3 Методы извлечения золота.....	14
1.4 Осаждение благородных металлов из цианистых растворов .....	23
2 Расчеты и аналитика .....	36
2.1 Разработка и описание аппаратурно-технологической схемы.....	36
2.2 Материальный баланс.....	38
2.2.1 Материальный баланс стадии выщелачивания.....	38
2.2.2 Материальный баланс стадии сорбции.....	42
2.3 Аппаратурный расчет .....	44
2.4 Механический расчет.....	51
2.5 Гидравлический расчет.....	56
3 Результаты расчетов.....	59
4 План размещения оборудования .....	60
4.1 Подбор основного технологического оборудования.....	60
4.2 Расчет геометрии и габаритов оборудования.....	63
4.3 Энергетический расчет технологической схемы.....	63
4.4 Вывод по разделу .....	64
5 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение.....	65
5.1 Расчет эффективного фонда времени оборудования .....	66
5.2 Организация труда и заработной платы .....	68
5.3 Вывод по разделу .....	80
6 Социальная ответственность .....	81
6.1 Описание технологического процесса и оборудования.....	81
6.2 Анализ вредных факторов проектируемой производственной среды.....	81
6.3 Анализ опасных факторов проектируемой производственной среды.....	86
6.4 Охрана окружающей среды .....	87

6.5 Чрезвычайные ситуации .....	89
6.6 Вывод по разделу .....	90
7 Автоматизация процесса .....	91
7.1 Функциональная схема автоматизации .....	91
7.2 Перечень технологических параметров подлежащих контролю, регулированию и сигнализации.....	93
7.3 Перечень первичных преобразователей .....	94
7.4 Вывод по разделу .....	96
Заключение .....	97
Список публикаций студента.....	98
Список использованных источников .....	99
Приложение А .....	102

Графический материал на отдельных листах:

ФЮРА.061554.000 СБ Сборочный чертеж

ФЮРА.061554.000 ТС Аппаратурно-технологическая схема

ФЮРА.061554.000 РО План размещения оборудования

ФЮРА.061554.000 СП Спецификация

## Введение

Золото относится к драгоценным металлам, известным также под названием благородных. Благодаря своим свойствам: стойкости к агрессивным средам, высокой электро- и теплопроводности, хорошей паяемости и свариваемости под давлением, каталитической активности – золото находит широкое применение в технических отраслях: космической и авиационной технике, электронике, ядерной энергетике и технике связи [1].

На 2016 год объем потребления золота в мире составлял 4309 т в год. В целом объемы потребления золота в мире к 2016 году по сравнению с 2015 годом выросли на 2,2 %.

В России на технические нужды расходуется от 15 до 17 т золота, а на изготовление ювелирных изделий – примерно 22 т. Среди стран-потребителей золота доля России составляет около 1,0 %.

В 2012 году цены на золото достигли своего пика – 1669 USD за унцию в среднем по году. После этого был замечен спад в цене на золото. В 2017 году средняя цена на золото составляет 1255 USD за унцию [2].

Малое содержание в земной коре (кларк –  $5 \cdot 10^{-7}$  %) и сложность добычи золота обуславливают высокую цену на этот драгоценный металл.

Актуальностью является разработка технологии наиболее полного и менее затратного извлечения золота из золотосодержащих руд.

Целью данного дипломного проекта является проектирование цеха сорбционного выщелачивания золота из руды Покровского месторождения.

Задачами дипломного проекта являются:

- 1) выполнить аналитический обзор существующих процессов переработки золотосодержащих руд и, в частности, технологий извлечения золота из пульпы;
- 2) провести материальный расчет процесса сорбционного выщелачивания золота из руды Покровского месторождения;

3) подобрать основное технологическое оборудование и составить технологическую схему и план цеха ионообменного извлечения золота;

4) провести аппаратурный и механический расчеты пачука сорбционного выщелачивания;

5) провести расчет основных технико-экономических показателей;

6) рассмотреть основные опасности и вредности в процессе извлечения золота по технологии сорбционного цианидного выщелачивания;

7) составить схему автоматизации цеха сорбционного выщелачивания и подобрать необходимые приборы для проведения технологического процесса.

## **1 Обзор литературы**

### **1.1 Месторождение «Покровское»**

Месторождение Покровское расположено в Магдагачинском районе, Амурской области.

Запасы Покровского месторождения оцениваются как средние. Все запасы месторождения обрабатываются открытым способом.

Разработку Покровского золоторудного месторождения ведет ОАО «Покровский рудник». В 1999 году началась отработка месторождения. Здесь впервые в России был применен метод кучного выщелачивания. Золотоизвлекательная фабрика была построена к 2001 году. В 2015 году ОАО «Покровский рудник» добыло 8140 кг золота.

Покровское месторождение относится к золото-халцедоново-кварцевой рудной формации. Основные рудные минералы: пирит, халькопирит, арсенопирит, сфалерит, гематит, магнетит, аргентит, галенит, марказит, пирротин, полибазит, электрум, молибденит, пираргирит, блеклая руда, киноварь, антимонит. Количество рудных минералов от 1 до 3 %. Жильные минералы: кварц, кальцит, адуляр, хлорит.

Золото находится в руде в виде мелких рассеянных вкраплений от 0,01 до 0,1 мм и образований неправильной формы размером до 0,38 мм. Оно преимущественно ассоциировано с кварцем, реже – с сульфидами. Включения зернистого серебра от 0,002 до 0,016 мм выявлены в зоне окисления в гидроксидах железа. В руде золото к серебру относится как один к двум.

Основной тип руд – золото-кварцевый, легкообогатимый, убого сульфидный. Руды такого типа хорошо цианируются [3].

## 1.2 Подготовка руды к извлечению золота

Основной характеристикой руды является технологический тип, к которому она относится. Золотосодержащая руда Покровского месторождения относится к золотокварцевому технологическому типу руд со свободным и цианируемым золотом (легко вскрываемая и обогатимая).

Технологическая схема переработки руд должна включать стадии:

- 1) подготовительные – дробление, измельчение;
- 2) обогатительные – гравитационное обогащение, флотация;
- 3) металлургические – амальгамация, цианирование, плавка и т.д.

С помощью гидрометаллургических процессов золото извлекают из коренных руд, также применимы комбинированные схемы, в которых основную роль играют приемы обогащения различными методами.

Добытая руда представляет собой крупные куски до 500 мм, а иногда и крупнее. Сначала её дробят и измельчают. Дробление осуществляют в щековых и конусных дробилках (крупное и среднее дробление) с поперечным грохочением, а также в короткоконусных дробилках (мелкое дробление).

В шаровых и стержневых мельницах осуществляется мокрое измельчение дробленого материала.

Большое распространение получило рудное самоизмельчение (измельчительная среда – неклассифицированные по крупности куски измельчаемой руды) и рудно-галечное самоизмельчение (измельчительная среда – специально выделенная по крупности и прочности кусков измельчаемой руды (галя)). Самоизмельчение проводят либо в воздушной среде (мельница Аэрофол), либо в водной среде (в специальных мельницах, у которых отношение диаметра к длине больше, чем в шаровых мельницах).

Применение самоизмельчения имеет ряд преимуществ перед измельчением в шаровых мельницах:

- 1) иногда можно отказаться от среднего дробления;
- 2) уменьшается расход стали (истирание шаров);

3) уменьшаются потери золота в виде наклепа на поверхности шаров и стержней;

4) увеличивается степень извлечения золота при дальнейшей гидрометаллургической переработке (до 4 %), снижается расход реагента (цианида) до 35 % за счет того, что в мельнице Аэрофол более однородный продукт измельчения, отсутствует тонкая взвесь металлических частиц от истирания шаров и стержней, которая играет отрицательную роль в гидрометаллургии.

Между крупным и средним дроблением включают сортировку руды. Ей предшествует промывка руды на барабанных или вибрационных грохотах для удаления рудной мелочи и для отмывки пыли с поверхности кусковой руды в целях наилучшего визуального отбора пустой породы.

Сортировку проводят ручным либо автоматическим способом. Применяя автоматический способ сортировки, используют различия отдельных кусков руды по цвету или естественной или наведенной радиоактивности [1].

### **1.3 Методы извлечения золота**

К существующим методам извлечения золота относятся:

1) гравитационные методы (извлечение в отсадочных машинах, на шлюзах и концентрационных столах, в барабанных концентраторах);

2) амальгамация золотых руд и концентратов;

3) гидрохимические методы выщелачивания золота (тиокарбамидное, тиосульфатное и сульфитное выщелачивание; выщелачивание с использованием кислот; выщелачивание в растворах хлора, йода; биохимическое выщелачивание; автоклавное выщелачивание; цианирование).

Рассмотрим подробнее гидрохимический процесс – цианирование. Оно является основным методом извлечения мелкого золота из руд и хвостов.

Сущность цианирования заключается в выщелачивании благородных металлов с помощью разбавленных растворов цианистых солей щелочных или

щелочноземельных металлов [KCN, NaCN, Ca(CN)<sub>2</sub>]. Сгущение или фильтрацию применяют для отделения твердой фазы от полученных золотосодержащих растворов. Затем их направляют на осаждение благородных металлов металлическим цинком. Для получения чистых золота и серебра осадок благородных металлов после соответствующей обработки отправляют на аффинаж [1].

При цианировании перед образованием комплексного аниона золото переходит в ионное состояние:



Вслед за этим образуется комплексный цианистый ион вследствие диффузии ионов цианида к поверхности металла. Эти ионы, вытесняя с поверхности золота молекулы воды, образуют комплексный ион [4]:



Цианистые раствора имеют щелочной характер. Наиболее доступный и распространенный окислитель в щелочной среде в гидрометаллургии – кислород.

В общем виде химизм процесса можно описать двумя последовательно протекающими реакциями:



Для золота степень развития реакции (4) невелика, а химизм процесса достаточно точно соответствует реакции (3) [1].

Минералы железа и продукты их разложения – составная часть многих руд, подвергаемых цианированию. Взаимодействие цианистых растворов происходит не столько с неразложившимися сульфидами, сколько с продуктами их окисления.

В результате первой стадии окисления колчеданов в слабом водном растворе щелочи, насыщенном кислородом, в случае пирита образуются

серноокислые и серноватистоокислые соли. Последние затем окисляются с образованием серноокислых солей:



В цианистых растворах серноватистоокислые соли разлагаются с образованием роданистых солей:



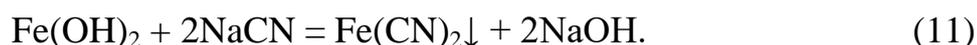
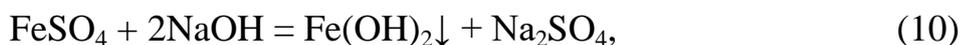
Свободная сера, получающаяся от частичного окисления сульфидов (или сера из серноватистоокислых соединений, образующихся при действии извести или едкого натра на сульфиды), реагирует с образованием роданистой соли:



При действии образующихся кислот в случае отсутствия достаточной концентрации защитной щелочи происходят реакции:



Соединения закисного железа реагируют в присутствии щелочи следующим образом:



Цианистое железо при избытке цианида растворяется с образованием железистосинеродистой соли:



В случае отсутствия защитной щелочи может образоваться берлинская лазурь по следующей реакции:

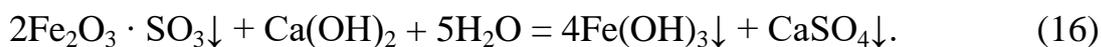


Соединения закиси железа в присутствии достаточного количества кислоты образуют голубовато-белый осадок:



В присутствии достаточного количества щелочи растворимые соли оксида железа и нерастворимые основные сульфаты разлагаются с

образованием осадка гидрата оксида железа, который не взаимодействует с цианистым раствором:



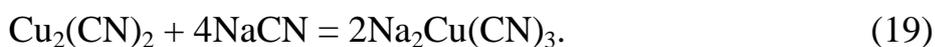
Гидрат оксида железа не вызывает затруднений в процессе обработки, а сернокислый кальций – образует нерастворимый осадок, отлагающийся на внутренней поверхности аппаратуры, и вызывает необходимость ее чистки (особенно трубопроводов).

Содержащиеся в обрабатываемой руде соединения меди являются причиной образования комплексных цианистых соединений с общей формулой  $\text{Na}_n\text{Cu}(\text{CN})_{n+1}$ , где  $n=1; 2$  и  $3$  [5].

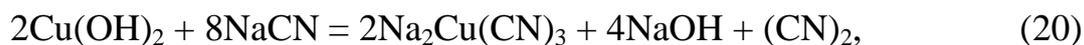
Равновесие, устанавливаемое между комплексными анионами:



Следующие реакции происходят при действии избытка цианистого раствора на сернокислую соль меди:



Растворение гидрата оксида и карбоната меди в растворе щелочного цианида происходит следующим образом:



Для приведенных реакций характерно то, что при наличии избытка цианида медь восстанавливается до одновалентной. Причиной этого является окисление цианида, приводящее к образованию дициана  $(\text{CN})_2$ .

При действии раствора щелочного цианида на сернистую медь происходит реакция:



Образующиеся соли цианистой и роданистой меди растворяются в цианистом растворе. Растворение роданида меди может быть представлено реакцией:



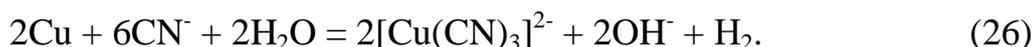
Цианистая медь растворяется с образованием комплексной соли по реакции [5]:



В аэрированных цианистых растворах подобно благородным металлам растворяется металлическая медь:

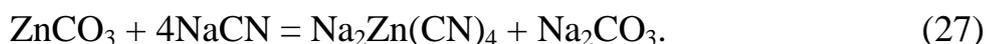


Медь может окисляться водой и переходить в раствор даже в отсутствие кислорода в отличие от золота:



В результате такого активного взаимодействия медных минералов с цианистыми растворами присутствие относительно небольшого количества меди (десятые доли процента) в золотосодержащей руде может вызвать столь большой расход цианида, что применение обычного процесса цианирования станет нерентабельным [1].

Минералы цинка сравнительно редко встречаются в золотых рудах. Окисленные минералы весьма легко растворяются в цианистом растворе [5]:



Сульфид цинка в руде, не подвергшийся окислению, слабо взаимодействует с цианистым раствором с образованием комплексного соединения цинка и роданистой соли [1]:



Одним из основных технико-экономических показателей является расход реагента, используемого при выщелачивании. Он определяется химическими и механическими причинами.

К химической причине, вызывающей потери цианида, относится перевод щелочных цианистых солей в другие соединения. При этом часть цианида может быть потеряна вследствие образования комплексных цианистых, роданистых и других соединений и часть – вследствие выделения летучего цианистого водорода. Комплексные соединения являются продуктами взаимодействия компонентов выщелачиваемой руды и цианистого раствора.

К механическим причинам, вызывающим потери цианида, относятся неполное отделение цианистого раствора при промывке в операциях обезвоживания, утечка через неплотности или при переполнении аппаратов, разбрызгивание и унос с избыточными растворами.

Потери цианида снижают введением в состав раствора щелочи  $\text{Ca}(\text{OH})_2$ . Она защищает цианистые соли от разложения гидролизом под действием углекислоты и кислот, образующихся из составных частей руды [4].

В практике золотой промышленности применяются два метода цианирования золотосодержащих материалов:

- 1) просачивание – перколяция раствора через слой измельченной руды;
- 2) перемешивание пульпы – агитационный или иловый процесс.

Руда после измельчения поступает на классификацию по крупности, и пески крупностью частиц плюс 0,1 – 0,5 мм отправляются на выщелачивание просачиванием, а ил крупностью частиц минус 0,1 мм – на выщелачивание перемешиванием [5].

Выщелачивание просачиванием (перколяция) заключается в выщелачивании золота в результате естественного фильтрования цианистых растворов через слой золотосодержащей руды, помещенной в чан с ложным днищем. Его применяют на грубозернистом материале, не содержащем глину, илы [1].

Преимущества – несложный и дешевый способ. Недостаток – извлечение золота от 70 до 80 %, громоздкость оборудования. В настоящее время применяется для бедных руд [6].

Процесс кучного выщелачивания по своей сущности близок к процессу выщелачивания просачиванием. Он заключается в том, что руда, уложенная в виде штабеля (кучи) на специальном водонепроницаемом основании (бетонной площадке), орошается сверху цианистым раствором. При медленном просачивании раствора через слой руды происходит выщелачивание золота и серебра. Раствор, стекающий снизу, идет на осаждение благородных металлов [1].

Цианистые растворы содержат примерно 1 г золота на 1 м<sup>3</sup>. Степень извлечения составляет от 50 до 70 % [6].

Кучу орошают водой по окончании выщелачивания для отмывки растворенного золота. Выщелоченную руду транспортируют в отвал после дренирования промывного раствора.

Процесс кучного выщелачивания отличается простой технологии, весьма низкими эксплуатационными и капитальными затратами. Вместе с тем извлечение золота невысокое. Учитывая эти факторы, кучное выщелачивание применяют для переработки бедного сырья, содержащего от 1 до 2 г золота на тонну руды – забалансовых руд, старых отвалов золотоизвлекательных предприятий и вскрышных пород [1].

По сравнению с цианированием просачиванием более эффективным процессом является цианирование перемешиванием. Это объясняется хорошим вскрытием выщелачиваемого золота (вследствие тонкого измельчения руды), энергичным накисложиванием пульпы в процессе выщелачивания и благоприятными условиями диффузионного подвода ионов  $CN^-$  и молекул растворенного кислорода к поверхности золотин (вследствие интенсивного перемешивания). Поэтому цианирование перемешиванием по скорости выщелачивания и полноте извлечения золота значительно превосходит кучное выщелачивание и цианирование просачиванием.

Необходимая степень измельчения руды зависит от крупности золота. При тонковкрапленном золоте руду подвергают весьма тонкому измельчению до минус 0,074 мм и даже до минус 0,043 мм. Пульпу цианируют с грубо

измельченным материалом, например, до минус 0,3 мм, если характер вкрапленности золота не требует такого измельчения [1].

Энергетические затраты в этом процессе значительно выше, поскольку руду необходимо тонко измельчать, а перемешивание и фильтрование фракции пульпы – энергоемкие операции. При цианировании тонкодисперсных пульп, особенно сульфидных, важен контроль концентрации кислорода, который также расходуется на окисление сульфидных минералов. Концентрация NaCN составляет от 0,01 до 0,1 % (чаще от 0,02 до 0,05 %), а концентрация CaO составляет от 0,01 до 0,03 % (рН от 9 до 11). При слишком плотной пульпе цианирование идет медленно и неполно вследствие низкой скорости диффузии реагентов к поверхности частиц золота. Процесс ведут в периодическом или непрерывном режиме.

В периодическом режиме (рисунок 1) пульпу распределяют в параллельно работающие аппараты для выщелачивания. После растворения золота пульпу перекачивают в чан-сборник, а в выщелачивающие чаны закачивают новую порцию пульпы [7].

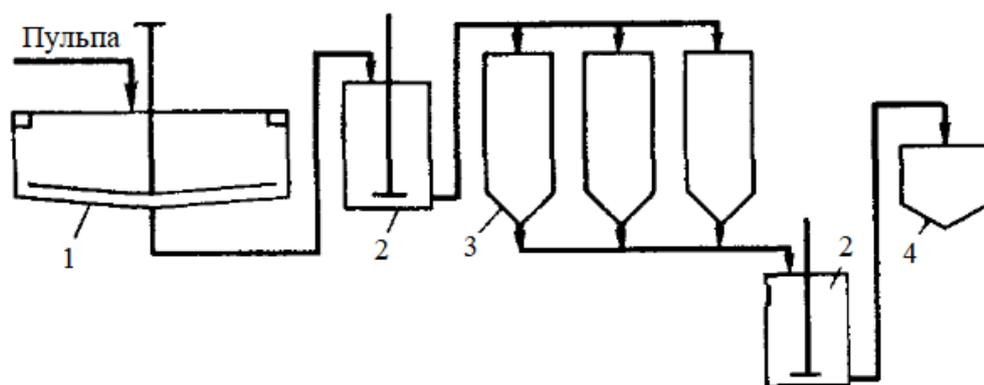


Рисунок 1 – Периодическое цианирование:

1 – сгуститель; 2 – чан-сборник; 3 – чан для перемешивания; 4 – фильтр

В непрерывном процессе (рисунок 2) пульпу подвергают выщелачиванию в каскаде последовательно соединенных аппаратов. Число аппаратов в каскаде составляет не менее четырех-шести (оптимальное от восьми до двенадцати). Непрерывная система выщелачивания имеет

преимущества, так как позволяет сократить обслуживающий персонал, количество насосов, общее время цикла выщелачивания и повышает эффективность процесса [7].

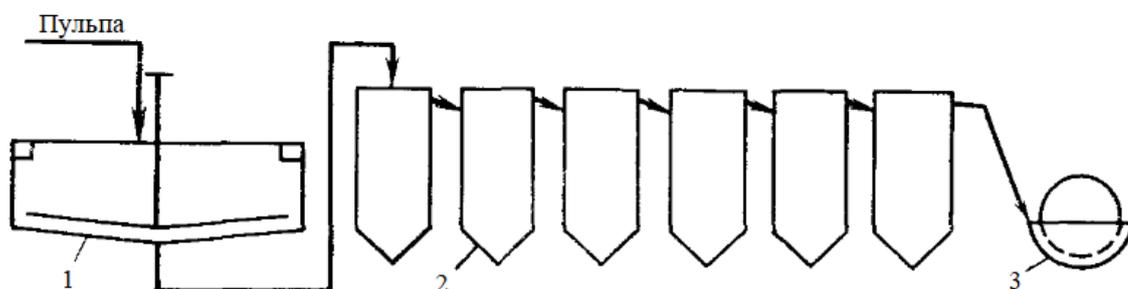


Рисунок 2 – Непрерывное цианирование:  
1 – сгуститель; 2 – чан для перемешивания; 3 – фильтр

Все аппараты, предназначенные для выщелачивания перемешиванием пульп, можно подразделить на следующие типы [5]:

- 1) чаны с механическим перемешиванием (лопастные, пропеллерные, турбинные);
- 2) чаны с пневматическим перемешиванием (пачуки);
- 3) чаны с пневмомеханическим перемешиванием.

К первому типу относятся чаны-сборники и чаны с импеллерной мешалкой.

Чаны-сборники используют для накапливания и поддержания пульпы во взвешенном состоянии. Перемешивание в них осуществляется простой крестовиной, насаженной на вертикальный вал.

К достоинству чанов с импеллерной мешалкой относится весьма высокая интенсивность аэрации и перемешивания пульпы. Однако применение этих аппаратов в золотоизвлекательной промышленности ограничено вследствие высокого расхода электроэнергии [1].

К чанам второго типа относится аппарат с центральным аэролифтом – пачук.

Преимущества чанов с пневматическим перемешиванием заключаются в простоте устройства (отсутствуют движущиеся части), возможности

перемешивания весьма густых пульп (с содержанием твердого до 50-60 %) и интенсивной аэрации пульпы. Последнее обусловлено тем, что в аппарат поступает воздух при давлении выше атмосферного, что способствует увеличению концентрации кислорода в жидкой фазе пульпы.

К аппаратам с пневмомеханическим перемешиванием относится чан с центральным аэролифтом и гребковой мешалкой. К основным достоинствам этих аппаратов относят их небольшую высоту и хорошую аэрацию пульпы, к недостаткам – постепенное накопление в них крупных тяжелых частиц, что заставляет периодически прибегать к очистке аппарата [1].

#### **1.4 Осаждение благородных металлов из цианистых растворов**

Для выделения благородных металлов, в том числе и золота, из цианистых растворов могут быть использованы следующие методы [7]:

- 1) осаждение цинком;
- 2) осаждение алюминием;
- 3) сорбция ионообменными смолами;
- 4) сорбция активными углями;
- 5) экстракция.

Метод осаждения благородных металлов из цианистых растворов цинком сохраняет ведущее место в практике золотоизвлекательной промышленности. Однако в последние годы все шире распространяется сорбционный метод, основанный на применении ионообменных смол и активных углей.

Процесс цементации благородных металлов алюминием представляет в основном исторический интерес; этот способ в течение некоторого времени применяли при цианировании серебряных руд. Экстракционный метод находится пока в стадии изучения [1].

Метод сорбции благородных металлов ионитом позволяет извлекать их не только из осветленных растворов, но и из пульп, даже в процессе

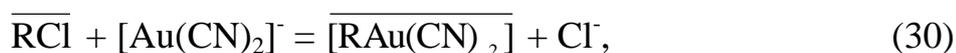
цианирования. В результате возможно совмещение двух процессов: выщелачивания и сорбции в одном – сорбционном выщелачивании. Пульпа в процессе непосредственно приводится в контакт с ионообменной смолой. Благородные металлы переходят в жидкую фазу пульпы и одновременно сорбируются ионитом [6].

После окончания выщелачивания и сорбции обеззолоченную пульпу направляют в отвал, а смолу отделяют. Для выделения смолы из пульпы используют то, что частицы сорбента имеют значительно больший размер по сравнению с частицами измельченной руды. Пульпу пропускают через грохот, размеры ячейки которого больше, чем рудных частиц, и меньше, чем размер частиц ионита. Крупные частицы смолы задерживаются сеткой, а мелкие рудные частицы вместе с раствором проходят сквозь нее. Насыщенный золотом ионит регенерируют десорбцией золота и примесей и вновь направляют на сорбционное выщелачивание [1].

#### 1.4.1 Особенности сорбции цианистых комплексов

При сорбции золота из растворов в качестве сорбентов используют нерастворимые твердые высокомолекулярные вещества, которые в своем составе имеют ионогенные (активные) группы, способные обмениваться с ионами раствора в эквивалентном количестве того же заряда и знака. Ионообменными свойствами обладают многие природные и искусственные соединения [7].

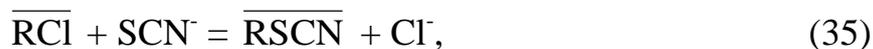
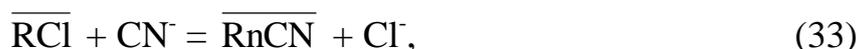
Золото и серебро в цианистых растворах находятся в виде комплексных анионов  $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ ,  $[\text{Ag}(\text{CN})_2]^-$ ,  $[\text{Ag}(\text{CN})_3]^{2-}$  и  $[\text{Ag}(\text{CN})_4]^{3-}$ . Поэтому для их сорбции должны быть использованы аниониты. Сорбция благородных металлов из цианистых растворов анионитами может быть представлена следующими реакциями [5]:





где чертой обозначена фаза анионита.

Кроме золота и серебра в рабочих цианистых растворах обычно присутствует ряд комплексных цианистых анионов неблагородных металлов:  $[\text{Cu}(\text{CN})_2]^-$ ,  $[\text{Cu}(\text{CN})_3]^{2-}$ ,  $[\text{Cu}(\text{CN})_4]^{3-}$ ,  $[\text{Zn}(\text{CN})_3]^-$ ,  $[\text{Zn}(\text{CN})_4]^{2-}$ ,  $[\text{Ni}(\text{CN})_4]^{2-}$ ,  $[\text{Fe}(\text{CN})_6]^{4-}$  и др., а также могут анионы  $\text{CN}^-$ ,  $\text{OH}^-$ ,  $\text{SCN}^-$ ,  $\text{S}^{2-}$  и др., которые также могут сорбироваться анионитами в заметных количествах по реакциям:



где  $n$  – валентность комплексного аниона;

$m$  – координационное число металла.

В результате протекания этих реакций часть активных групп анионита оказывается занятой анионами примесей, что значительно снижает емкость смолы по благородным металлам [5].

Для присутствующих в цианистых растворах анионов характерно различное сродство к анионитам. Для большинства из них наблюдается следующий порядок сорбции комплексных анионов металлов:  $[\text{Au}(\text{CN})_2]^- > [\text{Zn}(\text{CN})_4]^{2-} > [\text{Ni}(\text{CN})_4]^{2-} > [\text{Ag}(\text{CN})_2]^- > [\text{Cu}(\text{CN})_3]^{2-} > [\text{Fe}(\text{CN})_6]^{4-}$ . Место аниона в этом ряду определяет величина энергии гидратации иона: сродство аниона к аниониту возрастает при ее уменьшении. Энергия гидратации анионов определяется их зарядом и радиусом. При уменьшении заряда и увеличении радиуса она уменьшается. Этим объясняется повышенная селективность анионитов к крупным однозарядным комплексам золота по сравнению с двухзарядными комплексами цинка и никеля и, особенно, с четырехзарядными комплексами железа.

В фазе ионита серебро и медь образуют комплексы с более высоким координационным числом, чем в растворе, например,  $[\text{Ag}(\text{CN})_3]^{2-}$  и  $[\text{Cu}(\text{CN})_4]^{3-}$ .

Образованию таких комплексов способствует то, что в фазе смолы концентрация сорбированных ионов  $CN^-$  значительно выше, чем в растворе. С учетом формы нахождения анионов в фазе ионита ряд сродства можно представить в следующем виде:  $[Au(CN)_2]^- > [Zn(CN)_4]^{2-} > [Ni(CN)_4]^{2-} > [Ag(CN)_3]^{2-} > [Cu(CN)_4]^{3-} > [Fe(CN)_6]^{4-}$ .

Анионы сульфата, хлора, тиосульфата и т.д., присутствующие в рабочих цианистых растворах, имеют значительно меньшее сродство к анионитам и потому не столь сильно снижают их емкость по золоту [1].

### 1.4.2 Типы анионитов

Основные требования, предъявляемые к анионитам:

- 1) высокая емкость по благородным металлам и хорошие кинетические свойства;
- 2) высокая селективность анионита по отношению к золотоцианистому комплексу;
- 3) легкость десорбции золота и серебра и регенерации анионита;
- 4) высокая механическая и химическая прочность;
- 5) доступность и низкая стоимость.

Для сорбции золота и серебра в цианистом процессе могут быть использованы аниониты следующих типов:

1) сильноосновные (отечественные марки АМ, АВ-17, АМП) с функциональными группами в виде четвертичных аммониевых или пиридиновых оснований с высокой степенью диссоциации в кислых и щелочных средах;

2) слабоосновные (марки АН-18, АН-21, АН-31 и др.) с функциональными группами в виде первичных, вторичных и третичных аминогрупп, слабодиссоциирующих в нейтральных и щелочных средах;

3) аниониты смешанной основности – полифункциональные (марки Purolite A100/2412, АП-2, АП-3 и др.), содержащие сильноосновные и

слабоосновные функциональные группы в различных соотношениях и проявляющие свойства сильного и слабого оснований с изменяющейся ионообменной активностью в зависимости от величины рН раствора.

Аниониты, содержащие пиридиновую группу, нестойки в щелочной среде и поэтому малопригодны для цианистого процесса. Сильноосновные аниониты могут применяться для извлечения золота и серебра из цианистых растворов с малым содержанием примесей [5].

Физико-химические свойства некоторых анионитов, пригодных для сорбции золота, приведены в таблице 1 [1].

Таблица 1 – Физико-химические свойства анионитов

Свойство	Purolite A100/2412	АП-3-8п	АП-2-12п	АМ-п	АМ
Основность	бифункциональный			сильноосновный	
Активные группы	$-\text{N}^+(\text{CH}_3)_3$	$-\text{N}(\text{CH}_3)_2$ и $-\text{N}^+(\text{CH}_3)_3$	$-\text{N}(\text{CH}_3)_2$ и $-\text{CH}_2-\text{N}(\text{CH}_3)_2$	$-\text{N}^+(\text{CH}_3)_3$	$-\text{N}^+(\text{CH}_3)_3$
Структура	макропористый				гелевый
Содержание ДВБ, %	10	8	12	10	10
Полная обменная емкость, мг-экв/г	3,9	3,5	3,1	3,5	3,5
Насыпная масса, г/см <sup>3</sup>	0,65	0,49	0,42	0,45	0,67
Удельная поверхность, м <sup>2</sup> /г	53	40	40	42	0,1

На рисунке 3 представлены изотермы сорбции золота различными анионитами из пульпы, жидкая фаза которой содержала: 0,6 мг/л золота; 1,1 мг/л железа; 1,5 мг/л меди; 1,2 мг/л никеля; 0,6 мг/л цинка; 200 мг/л цианид-ионов; рН 10,6 [1].

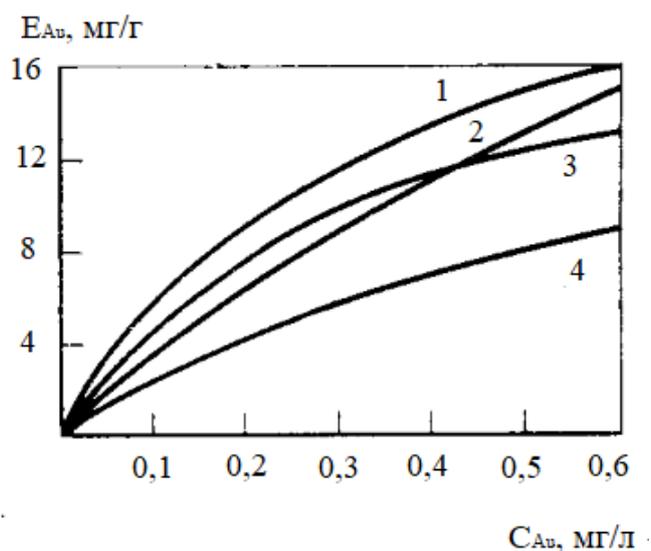


Рисунок 3 – Изотермы сорбции золота анионитами:  
 1 – Purolite A100/2412; 2 – АП-3-8п; 3 – АП-2-12п; 4 – АМ-п

Из рисунка 3 видно, что во всем интервале концентраций золота бифункциональные аниониты Purolite A100/2412, АП-3-8п и АП-2-12п превосходят по емкости сильноосновной анионит АМ-П. Наибольшую емкость имеет анионит Purolite A100/2412, изотерма сорбции которого расположена выше изотерм сорбции всех других ионитов.

В таблице 2 приведены значения равновесных обменных емкостей и селективности анионитов различных типов, насыщенных из пульпы того же состава, что и в предыдущем примере [1].

Таблица 2 – Емкость и селективность анионитов

Ионит	Е, мг/г					Селективность, $E_{Au/\sum E_{прим}}$
	Au	Zn	Ni	Cu	Fe	
АМ-п	8,1	4,3	5,5	25,6	13,5	0,2
АП-3-8п	12,8	3,2	4,4	19,1	3,2	0,4
АП-2-12п	13,6	3,4	3,5	15,8	3,2	0,5
Purolite A100/2412	19,8	6,0	0,9	2,7	0,4	1,2

Из таблицы 2 видно, что бифункциональные аниониты Purolite A100/2412, АП-2-12п и АП-3-8п значительно превосходят сильноосновный анионит АП-п как в отношении селективности, так и в отношении емкости по золоту. Наибольшую емкость и селективность проявляет анионит Purolite A100/2412 [1].

В случае макропористых бифункциональных анионитов – Purolite A100/2412, АП-3 и др. – при изменении содержания сильноосновных групп от 70 до 30 % емкость по золоту заметно возрастает – на 20-25 %, также возрастает селективность в отношении золота – от 30 до 55 % суммарной емкости по металлам за счет значительного снижения емкости по неблагородным металлам, особенно железу и меди [5].

В таблице 3 приведено содержание компонентов в анионите Purolite A100/2412 до и после регенерации [8].

Таблица 3 – Содержание компонентов в анионите Purolite A100/2412 в мг/г

	Au	Zn	Cu	Fe	Ni	CN <sup>-</sup>	Cl <sup>-</sup>	OH <sup>-</sup>
Насыщенная смола	19,84	6,03	2,65	0,40	0,85	22,00	7,40	13,40
Регенерированная смола	0,24	0,17	0,30	0,27	0,17	0,50	2,50	46,00

Из таблицы 3 видно, что на 1 г смолы Purolite A100/2412 сорбируется 19,84 г золота. После регенерации остаточное содержание золота на смоле равно 0,24 мг/г.

### 1.4.3 Технология сорбционного выщелачивания

На рисунке 4 показана принципиальная технологическая схема сорбционного выщелачивания.

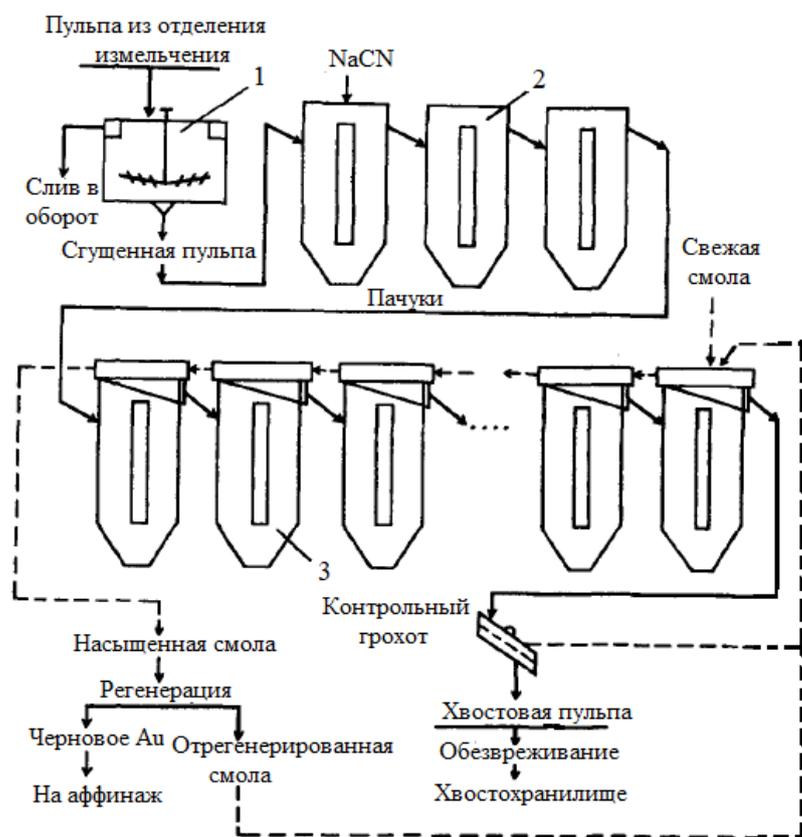


Рисунок 4 – Принципиальная технологическая схема сорбционного цианирования золотосодержащих руд:  
 1 – сгуститель; 2 – пачук предварительного цианирования; 3 – пачук сорбционного выщелачивания

Вначале сгущенная пульпа подвергается предварительному цианированию в стандартных агитационных аппаратах, обычно пневматических агитаторах – пачуках, без загрузки смолы. В процессе предварительного цианирования большая часть золота переходит в раствор – от 60 до 80 % количества золота, извлекаемого цианированием, в зависимости от характера руды. При последующем процессе сорбционного выщелачивания извлекается оставшаяся недорастворенная часть золота. Предварительное выщелачивание большей части золота создает более благоприятные условия для сорбционного процесса, так как емкость анионита возрастает с повышением содержания золота в растворе [5].

Сорбционное выщелачивание наиболее эффективно осуществляется непрерывным противоточным методом в системе нескольких (от 8 и более)

последовательно соединенных сорбционных аппаратов с пневматическим перемешиванием, оборудованных сетчатым дренажем для отделения смолы от пульпы. Из агитаторов предварительного цианирования цианистая пульпа поступает в первый аппарат сорбционного выщелачивания и проходит через всю систему этих аппаратов, контактируя с противотоком анионита. При этом одновременно с сорбцией анионитом золота и других компонентов происходит дорастворение золота и серебра, оставшихся после предварительного цианирования. Из последнего аппарата выходит пульпа с отвальным содержанием золота в твердой и жидкой фазах, которая, пройдя контрольный грохот, для отделения смолы, уносимой из-за дефектов дренажных сит, обезвреживается от цианистых соединений и сбрасывается в хвостохранилище. В последний аппарат для компенсации потерь анионита загружают отрегенированный анионит с добавлением свежего. Из первого аппарата сорбционного выщелачивания выходит насыщенный золотом сорбент и направляется на регенерацию.

Благодаря противоточному движению смолы и пульпы процесс осуществляется с относительно небольшой единовременной загрузкой ионита. В результате получается максимально насыщенная золотом смола при минимальных потерях растворенного золота с отвальной пульпой.

В процессе сорбционного выщелачивания в связи с расходом цианида и щелочи необходимо производить подкрепление растворов по концентрации свободного  $\text{NaCN}$  до 0,03-0,05 % и защитной щелочи – до 0,005-0,01 %  $\text{CaO}$  для поддержания их растворяющей активности.

Продолжительность сорбционного выщелачивания определяется временем нахождения пульпы в сорбционных аппаратах, в течение которого достигается максимально возможное дорастворение золота из руды и достаточно полное извлечение анионитом золота из раствора пульпы [5].

#### 1.4.4 Аппаратурное оформление процесса

Сорбционное выщелачивание проводят в агитаторах с пневматическим перемешиванием – пачуках. Принцип их работы приведен на рисунке 5.

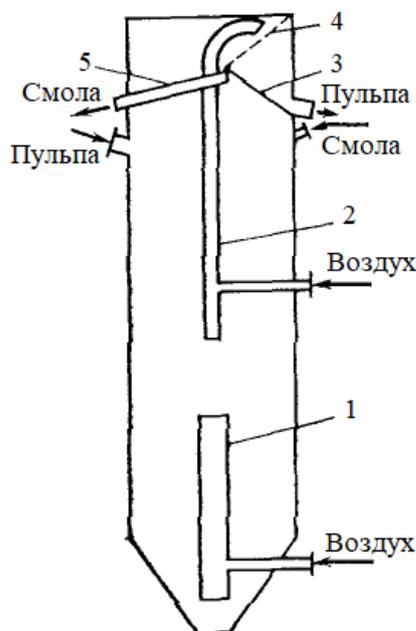


Рисунок 5 – Принцип работы пачука сорбционного выщелачивания:  
1 – циркулятор; 2 – аэролифт; 3, 5 – желоб; 4 – сетка

Циркулятор 1 осуществляет перемешивание пульпы с находящейся в ней смолой. Аэролифт 2 служит для транспортирования пульпы в следующий аппарат, а смолы – в предыдущий. Смола отделяется от пульпы с помощью наклонно установленной сетки 4 с размером ячейки превышающим частицы выщелачиваемой руды, но меньшим, чем размер зерен ионита. Аэролифтом 2 пульпа подается на сетку 4, проходит сквозь нее и поступает в следующий аппарат по желобу 3. Скатываясь по сетке в желоб 5, частицы смолы задерживаются сеткой и направляются в предыдущий пачук.

В зависимости от масштаба производства применяют пачуки объемом до 500 м<sup>3</sup>.

Расход воздуха в пачуках лежит в пределах от 1 до 3 м<sup>3</sup>/мин на 100 м<sup>3</sup> рабочего объема аппарата. Давление воздуха зависит от высоты аппарата и плотности пульпы; обычно оно составляет от 200 до 400 кПа.

Конструкция пачука для сорбционного выщелачивания показана на рисунке 6 [1].

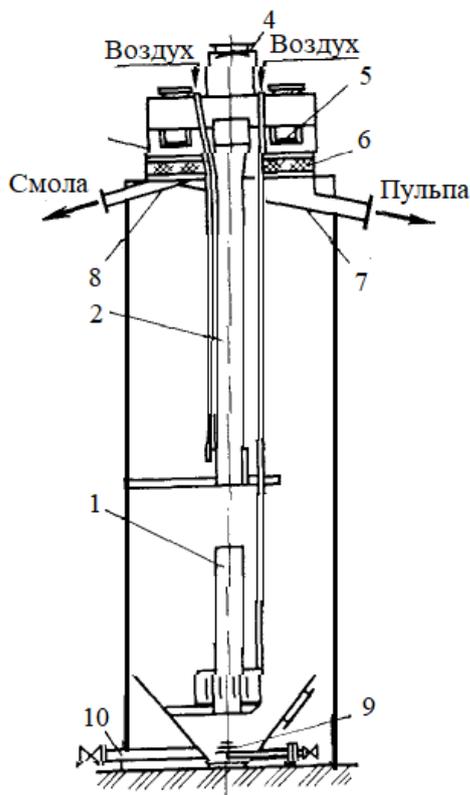


Рисунок 6 – Пачук сорбционного выщелачивания:

1 – циркулятор; 2 – аэролифт; 3 – дренажное устройство; 4 – отражатель;  
5 – распределительное устройство; 6 – дренажные сетки; 7 – наклонные желоба;  
8 – лоток; 9 – диспергатор; 10 – штуцер для аварийного выпуска пульпы

Пачук имеет циркулятор 1, аэролифт 2 и дренажное устройство 3. Дренажное устройство расположено на крышке аппарата в виде надстройки. Пульпа со смолой аэролифтом 2 подается в дренажное устройство 3 и с помощью отражателя 4 направляется вниз на распределительное устройство 5. Через щели распределителя пульпа со смолой попадает на наклонные дренажные сетки 6 из нержавеющей стали с размером отверстий 0,4 мм.

Количество дренажных сеток может быть от двух до двенадцати в зависимости от объема пачука, а их общая площадь – от 1 до 15 м<sup>2</sup>. Сетки натянуты на выдвижные деревянные рамки и расположены двумя параллельными рядами с наклоном к центру аппарата. Расход воздуха на транспортирование пульпы от 1,5 до 3 м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>.

Пульпа, пройдя сквозь сетки, попадает в два расположенных под ними наклонных желоба 7 и по ним выводится в следующий аппарат. Для передвижения смолы в предыдущий пачук служит короткий лоток 8, в который скатывается смола с крайних сеток каждого ряда. С остальных сеток смола падает обратно в пачук. В днище пачука предусмотрены диспергатор 9 для взмучивания слежавшегося осадка и штуцер 10 для аварийного выпуска [1].

#### **1.4.5 Преимущества и недостатки ионообменной технологии**

Сорбционная технология имеет следующие преимущества:

- 1) возможность переработки глинистых и окисленных шламистых руд;
- 2) высокая производительность;
- 3) высокое извлечение золота;
- 4) компактное и высокопроизводительное оборудование;
- 5) исключение стадии фильтрации и промывки пульпы из технологии.

Это позитивно отражается на экономике процесса ввиду громоздкости и высокой стоимости этой стадии;

б) более быстрое протекание процесса растворения в присутствии ионита по сравнению с обычным цианированием. Это связано с тем, что ионит частично сорбирует вредные примеси, влияющие на скорость растворения золота;

Наряду с преимуществами сорбционное цианирование характеризуется и рядом следующих недостатков:

- 1) применение процесса возможно только при тонком измельчении;
- 2) большая величина единовременной загрузки ионита;
- 3) сложность, многооперационность, большая продолжительность и значительный расход дорогостоящих и дефицитных реагентов;
- 4) низкое извлечение серебра;
- 5) необходимость обезвреживания с целью разложения цианистых соединений всей хвостовой пульпы сорбционного цианирования, вследствие

чего увеличиваются затраты на проведение этой дорогостоящей операции, и увеличивается расход реагентов [5].

#### **1.4.6 Вывод**

Руда Покровского месторождения содержит мелкое золото. Из рассмотренных выше методов для извлечения мелкого золота из руд и хвостов наиболее эффективным является процесс сорбционного выщелачивания.

Сорбционное выщелачивание позволяет исключить из технологической схемы дорогостоящие операции фильтрования или противоточной декантации с последующей переработкой растворов и золотосодержащих осадков. Также важно отметить, что синтетические ионообменные смолы обладают высокой сорбционной емкостью, механической прочностью и могут многократно использоваться после регенерации. Все эти показатели свидетельствуют о том, что из всех существующих методов наиболее применимо сорбционное выщелачивание.

Анионит Purolite A100/2412 имеет самые высокие показатели селективности и емкости по золоту, поэтому целесообразно его применение в технологии.

Цианирующим реагентом является цианид натрия –  $\text{NaCN}$ , как самый дешевый и наиболее распространенный реагент.

## **4 План размещения оборудования**

Выбрано под цех каркасное здание с размерами: длина – 66 м, ширина – 42 м, высота – 25 м. Периметр здания равен 216 м.

Наружные стены цеха изготавливают из железобетонных панелей. Тип панели – двухслойная наружная стеновая несущая панель (2НСН) согласно ГОСТ 11024-2012.

### **4.1 Подбор основного технологического оборудования**

На производстве используются две технологические линии. Производительность одной линии по руде составляет 46,309 т/ч или 101,522 м<sup>3</sup>/ч по пульпе. Оборудование на каждой линии аналогичное.

#### **4.1.1 Подбор грохотов**

Грохочение в процессе сорбционного выщелачивания ведут с целью отделения пульпы от щепы перед подачей ее в пачуки цианирования, для улавливания зерен смолы после выхода обеззолоченной пульпы из последнего пачука сорбционного выщелачивания и для грохочения насыщенной смолы, выводимой из процесса сорбции с целью отмывки от илов.

На рудообогатительных фабриках широко распространены инерционные (вибрационные) грохоты, которые применяются как для сухой, так и для мокрой классификации.

Широкое распространение находят барабанные вращающиеся грохоты, но их существенным недостатком являются невысокая производительность и низкая эффективность грохочения. Поэтому для грохочения пульп применим инерционный грохот ГИС-32 с производительностью от 30 до 70 т/ч, для грохочения насыщенной смолы – грохот ГВ-06 производительностью от 1 до 10 т/ч [8].

#### **4.1.2 Подбор пачуков**

В разделе 2.3 проведен расчет и подбор пачука сорбционного выщелачивания для установки в цехе сорбционного выщелачивания. Рабочий объем одного аппарата равен  $300 \text{ м}^3$ .

Предварительное цианирование длится 2 часа. Объем пачуков предварительного цианирования равен  $119,438 \text{ м}^3$ . Принят  $120 \text{ м}^3$  [9].

#### **4.1.3 Подбор реакторов с перемешивающим устройством для приготовления раствора $\text{NaCN}$ и $\text{Ca(OH)}_2$**

Выбраны реакторы с якорной мешалкой АСЕонв 10,0-2-02, которые используются для приготовления жидкостей с плотностью до  $1800 \text{ кг/м}^3$ . При вращении, такая мешалка очищает стенки и дно емкости от налипающих отложений [15].

Рабочий объем каждого реактора равен  $10 \text{ м}^3$ .

При приготовлении  $\text{NaCN}$  вначале емкость заполняют до определенного уровня водой. Затем приливают  $\text{Ca(OH)}_2$  в качестве защитной щелочи. Через некоторое время в реактор добавляют  $\text{NaCN}$ .

Марка стали, из которой изготовлены реакторы, 12Х18Н10Т.

#### **4.1.4 Подбор насосов**

Для перекачивания растворов из реакторов с мешалками  $\text{NaCN}$  и  $\text{Ca(OH)}_2$  выбраны насосы-дозаторы OBL M-1000 производительностью до  $1000 \text{ л/ч}$ . В данных насосах отсутствуют протечки перекачиваемых жидкостей и отсутствует плунжерное уплотнение, что исключает проблемы с износом.

Для подачи смолы в последний пачук сорбционного выщелачивания и передачи насыщенной смолы на регенерацию выбран перистальтический насос

Ragazzini MS1 производительностью 8,2 м<sup>3</sup>/ч. Работа всухую проходит без повреждений, отсутствует контакт между продуктом и механическими частями насоса [16].

#### **4.1.5 Накопительный бункер для свежей, регенерированной и уловленной смолы**

Смола, уловленная на грохоте, свежая смола и регенерированная смола с участка регенерации загружаются в накопительный бункер с целью последующей подачи ее в последний пачук сорбционного выщелачивания.

Выбран классический стальной конический накопительный бункер БПН-10 объемом 10 м<sup>3</sup>. Марка стали Ст3 [17].

На крышке бункера имеется люк, через который происходит загрузка смолы из мешков.

#### **4.1.6 Накопительная колонна для насыщенной смолы**

Выбрана стальная вертикальная накопительная колонна объемом 15 м<sup>3</sup> с коническим днищем. Марка стали Ст3 [17].

На крышке колонны предусмотрен штуцер с фланцем стальным плоским приварным для подачи воздуха для перемешивания смолы, поступающей в колонну. В днище колонны имеется штуцер для сброса песков.

Смола поступает через штуцер, сваренный в боковую стенку колонны, и выводится через штуцер, расположенный в стенке колонны напротив штуцера для входа смолы.

## 4.2 Расчет геометрии и габаритов оборудования

Таблица 9 – Габариты технологического оборудования

Наименование	Высота, мм	Диаметр, мм	Длина, мм	Ширина, мм
Грохот ГИС-32	1300	–	3900	2650
Грохот ГВ-06	1005	–	1440	905
Пачук сорбционного выщелачивания	13700	6850	–	–
Пачук предварительного цианирования	11300	4600	–	–
Реактор с перемешивающим устройством	7297	2200	–	–
Накопительный бункер для смолы (свежей, регенерированной, уловленной)	3600	2500	–	–
Накопительная колонна для насыщенной смолы	4700	2300	–	–

Результаты расчета габаритных размеров аппаратов, расположенных в цехе сорбционного выщелачивания, приведены в таблице 9.

## 4.3 Энергетический расчет технологической схемы

Энергетический расчет в цехе сорбционного выщелачивания складывается за счет полезной работы электродвигателей барабанных грохотов. В цехе работают две производственные линии, в каждой из которых в непрерывном режиме одновременно функционируют инерционные грохоты ГИС-32 (три грохота) и ГВ-06 мощностью привода электродвигателя 5,5 и 1,1 кВт соответственно; насосы-дозаторы OBL M-1000 для перекачивания

Ca(OH)<sub>2</sub> и NaCN из реакторов с мешалками в первый пачук цианирования и два привода мешалок, установленные на реакторах с перемешивающим устройством АСЕонв 10,0-2-02.

$$P = \sum(W \cdot T), \quad (135)$$

где  $W$  – потребляемая мощность, кВт;

$T$  – время работы оборудования в год. Так как процесс непрерывный, то время работы составляет 8760 ч.

Годовая мощность работы равна:

$$P = 3 \cdot (5,5 \cdot 8760) + 1,1 \cdot 8760 + 2 \cdot (1,5 \cdot 8760) + 2 \cdot (11 \cdot 8760) = 373176 \text{ кВт}\cdot\text{ч}. \quad (136)$$

#### 4.4 Вывод по разделу

Цех сорбционного выщелачивания имеет следующие размеры: длина – 66 м, ширина – 42 м, высота – 25 м.

Подобраны вибрационные грохоты для грохочения обеззолоченной пульпы и насыщенной смолы, пачуки предварительного цианирования и сорбционного выщелачивания, насосы для перекачки смолы, подачи реагентов, реакторы с мешалками для приготовления реагентов и также накопительные бункер и колонна для смолы.

Годовая мощность электрооборудования цеха сорбционного выщелачивания равна 311857 кВт·ч.

## 5 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение

Проведем SWOT-анализ рассматриваемого инженерного проекта (таблица 10).

Таблица 10 – Матрица SWOT-анализа

	<b>Сильные стороны:</b>	<b>Слабые стороны:</b>
	<p>С1. Эффективность технологии.</p> <p>С2. Квалифицированный персонал.</p> <p>С3. Экологическая безопасность технологии.</p> <p>С4. Малая площадь занимаемой территории.</p>	<p>Сл1. Высокая степень износа оборудования.</p> <p>Сл2. Немотивированность персонала.</p> <p>Сл3. Устаревшее оборудование.</p> <p>Сл4. Высокие затраты при использовании другого типа руды.</p>
<p><b>Возможности:</b></p> <p>В1. Появление иных, более эффективных, ионообменных смол.</p> <p>В2. Рост спроса на конечный продукт.</p> <p>В3. Снижение цен на передовое оборудование.</p> <p>В4. Появление новых источников финансирования.</p>	<p>1. Выход на новые рынки товаров и услуг.</p> <p>2. Эффективное использование ресурсов производства.</p>	<p>1. Стимулирование персонала и создание системы мотивации.</p> <p>2. Укрепление конкурентных преимуществ.</p> <p>3. Модернизация оборудования.</p> <p>4. Внедрение новых технологий.</p>
<p><b>Угрозы:</b></p> <p>У1. Несвоевременные поставки реагентов и ионообменной смолы.</p> <p>У2. Развитая конкуренция технологий производства.</p> <p>У3. Повышение налогов.</p>	<p>1. Выбор надежного поставщика и заключение договора по поставкам.</p> <p>2. Исследование и внедрение современных методов в технологию.</p> <p>3. Оптимизация налоговой политики.</p> <p>4. Создание системы мотивации персонала.</p>	<p>1. Выбор надежного поставщика и заключение договора по поставкам.</p> <p>2. Повышение цен на выпускаемую продукцию.</p>

В таблице 10 представлены результаты SWOT-анализа проектируемого цеха сорбционного выщелачивания. В ней отображены сильные и слабые

стороны проекта, выявлены возможности и угрозы, показаны меры по повышению качества и эффективности проекта.

### 5.1 Расчет эффективного фонда времени оборудования

$$T_{\text{эфф.обор.}} = T_{\text{н}} - T_{\text{ППР}} - T_{\text{ТО}}, \quad (137)$$

где  $T_{\text{эфф}}$  – эффективное время оборудования;

$T_{\text{н}}$  – номинальный фонд работы оборудования;

$T_{\text{ППР}}$  – время простоя в ремонтах за расчетный период;

$T_{\text{ТО}}$  – время технологических остановок.

$$T_{\text{н}} = T_{\text{кал}} - T_{\text{вых}} - T_{\text{пр}} = 365 - 0 - 0 = 365 \text{ дней}, \quad (138)$$

где  $T_{\text{кал}}$  – количество календарных дней в году;

$T_{\text{вых}}$  – количество выходных дней в году;

$T_{\text{пр}}$  – количество праздничных дней в году.

В цехе сорбционного выщелачивания системой планово-предупредительных ремонтов предусмотрено проведение следующих категорий ремонта: текущего, среднего и капитального. Расчет осуществляется для основных аппаратов. Для вспомогательного оборудования эффективное время принято по ведущему аппарату. Баланс рабочего времени оборудования показан в таблице 11.

Таблица 11 – Баланс рабочего времени технологического оборудования

	Капитальный ремонт	Средний ремонт	Текущий ремонт
Время работы между ремонтами, ч	43800	17520	720
Время простоя при ремонте, ч	1080	360	24

Общее количество ремонтов за ремонтный период:

$$R = \frac{R_{\text{ц}}}{T_{\text{Т}}} = \frac{43800}{720} = 61, \quad (139)$$

где  $R$  – количество всех ремонтов за ремонтный цикл;  
 $R_{\text{ц}}$  – длительность ремонтного цикла;  
 $T_{\text{Т}}$  – пробег оборудования между текущими ремонтами.  
 Длительность ремонтного цикла:

$$T = \frac{R_{\text{ц}}}{T_{\text{н}}} = \frac{43800}{8760} = 5 \text{ лет.} \quad (140)$$

Количество средних ремонтов за ремонтный цикл:

$$R_{\text{с}} = \frac{R_{\text{ц}}}{T_{\text{с}}} - 1 = \frac{43800}{17520} - 1 = 2 \text{ средних ремонта,} \quad (141)$$

где  $T_{\text{с}}$  – время между средними ремонтами.

Количество текущих ремонтов:

$$R_{\text{Т}} = \frac{R_{\text{ц}}}{T_{\text{Т}}} - R_{\text{с}} - 1 = \frac{43800}{720} - 2 - 1 = 58 \text{ текущих ремонтов.} \quad (142)$$

Всего ремонтов в течение расчетного времени  $\frac{61}{5} = 12$ , т. е. один средний и одиннадцать текущих ремонтов.

Время на ремонт оборудования в расчетный период:

$$T_{\text{ППР}} = 11 \cdot T_{\text{Т}}' + 1 \cdot T_{\text{ср}}' = 11 \cdot 24 + 1 \cdot 360 = 624 \text{ ч.} \quad (143)$$

Время технологически неизбежных остановок:

$$T_{\text{ТО}} = T_{\text{О}} + T_{\text{П}} = 60 + 24 = 84 \text{ ч,} \quad (144)$$

где  $T_{\text{О}}$  – время остановки, 60 ч;

$T_{\text{П}}$  – время пуска, 24 ч.

Тогда эффективный фонд работы оборудования равен:

$$T_{\text{эфф.обор.}} = 8760 - 624 - 84 = 8052 \text{ ч} = 336 \text{ дней.} \quad (145)$$

Часовая производительность оборудования:

$$Q_{\text{ч.эфф}} = \frac{Q_{\text{г.р.}}}{T_{\text{эфф}}} = \frac{811326,113}{8052} = 100,761 \text{ т/ч.} \quad (146)$$

## 5.2 Организация труда и заработной платы

### 5.2.1 Определение баланса времени одного рабочего

Баланс времени одного среднесписочного рабочего устанавливает число дней, подлежащих отработки одним рабочим в год, в зависимости от принятого режима работы цеха, продолжительности работы цеха и продолжительности рабочего дня.

Цех будет работать в две смены продолжительностью по 12 часов. Работа будет производиться четырьмя производственными бригадами. График сменности рабочих бригад приведен в таблице 12.

Таблица 12 – График сменности бригад

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
С 8 до 20	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б
С 20 до 8	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А
отсыпной	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г
выходной	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В

где А, Б, В, Г – рабочие бригады.

Длительность сменоборота:

$$T_{\text{см.об.}} = n \cdot T_{\text{см.дн.}} = 4 \cdot 2 = 8 \text{ дней}, \quad (147)$$

где n – число рабочих бригад;

$T_{\text{см.дн.}}$  – число дней, в которые бригада выходит в смену.

За длительность сменоборота бригада отдыхает четыре дня, за год – 91 день. На одного среднесуточного рабочего приходится 91 выходной день.

Составим баланс рабочего времени среднесуточного рабочего, с целью определения фонда рабочего времени. Баланс рабочего времени показан в таблице 13.

Таблица 13 – Баланс рабочего времени среднесуточного рабочего

Элементы времени	Количество дней
Календарное число дней	365
Нерабочие дни, выходные	91
Номинальный фонд рабочего времени	274
Планируемые выходные:	
а) очередной отпуск	30
б) невыход по болезни	7
Итого	37

Эффективный фонд рабочего времени составит:

$$T_{\text{эфф.раб.}} = 274 - 37 = 237 \text{ дней} = 237 \cdot 12 = 2844 \text{ ч.} \quad (148)$$

Расчет численности основных рабочих.

Число рабочих мест определяется, исходя из необходимых точек наблюдения и операций обслуживания процесса, а также объема работы на управление каждым участком.

Определим явочное число основных рабочих в сутки:

$$R_{\text{яв}} = \frac{F \cdot C}{H_{\text{обс}}}, \quad (149)$$

где  $H_{\text{обс}}$  – норма обслуживания;

$F$  – количество установок;

$C$  – количество смен в сутки.

Учитывая, что работа основных производственных рабочих заключается в наблюдении за ходом процесса, а также, учитывая уровень автоматизации оборудования, цеха, принято три человека.

$$R_{\text{яв}} = 3 \cdot 2 = 6 \text{ рабочих.} \quad (150)$$

Определим списочное число основных рабочих:

$$R_{\text{с}} = R_{\text{яв}} \cdot \frac{T_{\text{эфф.обор.}}}{T_{\text{эфф.раб.}}} = 6 \cdot \frac{336}{237} = 9 \text{ чел.} \quad (151)$$

В таблице 14 приведен состав основного рабочего персонала.

Таблица 14 – Численность основных рабочих

Профессия	Разряд	Число рабочих в смену	R <sub>яв</sub> в сутки	R <sub>с</sub> в сутки	Число рабочих дней в году	Число рабочих дней оборудования	Число смен в сутки
Аппаратчик	5	1	2	3	237	336	2
Аппаратчик	4	1	2	3			
Оператор	–	1	2	3			

В одну смену в цехе сорбционного выщелачивания работают два аппаратчика с четвертым и пятым разрядами и один оператор.

Расчет численности вспомогательного персонала.

С учетом специфики цеха сорбционного выщелачивания и его приборного оформления в цехе работает вспомогательный обслуживающий персонал в составе:

- дежурный слесарь (пятый разряд) – один;
- дежурный электрик (пятый разряд) – один;
- дежурный КИПиА (пятый разряд) – один.

Списочное число рабочих вспомогательного персонала:

$$K = \frac{T_{\text{эфф.обор.}}}{T_{\text{эфф.раб.}}} = \frac{336}{237} = 1,42, \quad (152)$$

$$R_{\text{яв}} = 3 \cdot 2 = 6 \text{ чел/сут}, \quad (153)$$

$$R_{\text{с}} = K \cdot R_{\text{яв}} = 1,42 \cdot 6 = 9 \text{ чел.} \quad (154)$$

В таблице 15 приведен состав вспомогательного рабочего персонала.

Таблица 15 – Численность вспомогательных рабочих

Профессия	Разряд	Число рабочих в смену	R <sub>яв</sub> в сутки	R <sub>с</sub> в сутки	Число рабочих дней в году	Число рабочих дней оборудования
Деж. слесарь	5	1	2	3	237	336
Деж. электрик	5	1	2	3		
Деж. КИПиА	5	1	2	3		

Расчет численности ИТР, служащих и МОП.

Расчет производится в связи с потребностью цеха в каждой группе работников. Численность ИТР, служащих и МОП указана в таблице 16.

Таблица 16 – Численность ИТР, служащих и МОП

№	Наименование должности	Категория	Количество работников
1	Начальник цеха	ИТР	1
2	Технолог цеха	ИТР	1
3	Мастер смены	ИТР	4
4	Уборщица	МОП	4

В цехе сорбционного выщелачивания работают шесть человек ИТР и четыре человека МОП.

### 5.2.2 Расчет годового фонда заработной платы

Расчетный фонд заработной платы (ЗП) складывается из основной и дополнительной заработной платы.

Основной фонд ЗП:

$$Z_{\text{осн.}} = Z_{\text{тар}} + D_{\text{прем}} + D_{\text{н.в.}} + D_{\text{пр}} + D_{\text{фм}}, \quad (155)$$

где  $Z_{\text{тар}}$  – тарифный фонд;

$D_{\text{пр}}$  – оплата премий;

$D_{\text{н.вр.}}$  – доплаты за ночные смены;

$D_{\text{праз.}}$  – доплата за работу в праздники;

$D_{\text{фм}}$  – фонд мастера.

Тарифный фонд:

$$Z_{\text{тар}} = Z_{\text{тар}}^4 + Z_{\text{тар}}^5 + Z_{\text{тар}}^{\text{оп}}, \quad (156)$$

где  $Z_{\text{тар}}^4$ ,  $Z_{\text{тар}}^5$  и  $Z_{\text{тар}}^{\text{оп}}$  – ЗП по тарифным ставкам рабочих различной квалификации.

$$Z_{\text{тар}}^i = R_c^i \cdot T_{\text{эфф.раб.}} \cdot T_{\text{сп}}^i, \quad (157)$$

где  $T_{\text{сп}}$  – тарифная часовая ставка.

Часовая тарифная ставка составляет для аппаратчиков четвертого разряда – 140 руб/ч; пятого разряда – 165 руб/ч; оператора – 160 руб/ч. Тарифные ставки указаны с учетом районного коэффициента равного 1,2 и надбавки за работу в местности, приравненной к районам Крайнего Севера равной 1,5.

$$Z_{\text{тар}} = 3 \cdot 2844 \cdot 140 + 3 \cdot 2844 \cdot 165 + 3 \cdot 2844 \cdot 160 = 3967380 \text{ руб.} \quad (158)$$

Премии составляют от 20 до 80 % от  $Z_{\text{тар}}$ . Положим премии составляют 50 %.

$$D_{\text{прем}} = 3967380 \cdot 0,5 = 1983690 \text{ руб.} \quad (159)$$

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

$$D_{\text{н.в.}} = Z_{\text{тар}} \cdot \frac{\text{П}}{100} = 3967380 \cdot \frac{40}{100} = 1586952 \text{ руб.}, \quad (160)$$

где  $\text{П}$  – процент отчислений.

Доплата за работу в праздничные дни осуществляется по двойным тарифным ставкам. Принято 14 праздничных дней.

$$D_{\text{пр}} = D_{\text{пр}}^4 + D_{\text{пр}}^5 + D_{\text{пр}}^{\text{оп}}, \quad (161)$$

$$D_{\text{пр}}^i = R_{\text{яв}} \cdot N \cdot T_{\text{сп}}^i, \quad (162)$$

где  $N$  – количество праздничных дней;

$$D_{\text{пр}} = 2 \cdot 14 \cdot 280 \cdot 12 + 2 \cdot 14 \cdot 330 \cdot 12 + 2 \cdot 14 \cdot 320 \cdot 12 = 312480 \text{ руб.} \quad (163)$$

Доплата из фонда мастера составляет 3 % от  $Z_{\text{тар}}$ :

$$D_{\text{фм}} = 3967380 \cdot 0,03 = 119021,4 \text{ руб.} \quad (164)$$

Основная заработная плата равна:

$$Z_{\text{осн}} = 3967380 + 1983690 + 1586952 + 312480 + 119021,4 = 7969523,4 \text{ руб.} \quad (165)$$

Расчет фонда дополнительной заработной платы.

$$\Pi_{\text{д.з.}} = \frac{T_{\text{от}}}{T_{\text{эфф.раб}}} \cdot 100\% = \frac{37}{237} \cdot 100\% = 15,6\%, \quad (166)$$

$$З_{\text{доп}} = З_{\text{осн}} \cdot \frac{\Pi_{\text{д.з.}}}{100} = 7969523,4 \cdot \frac{15,6}{100} = 1243245,65 \text{ руб.} \quad (167)$$

Годовой фонд заработной платы основных рабочих:

$$З_{\text{осн.раб.}} = З_{\text{осн}} + З_{\text{доп}} = 7969523,4 + 1243245,65 = 9212769 \text{ руб.} \quad (168)$$

Расчет фонда заработной платы вспомогательных рабочих.

Часовая тарифная ставка составляет 150 руб/ч для вспомогательных рабочих: дежурного электрика, дежурного слесаря и дежурного КИПиА пятого разряда. Тарифная ставка указана с учетом районного коэффициента равного 1,2 и надбавки за работу в местности, приравненной к районам Крайнего Севера равной 1,5.

$$З_{\text{тар}} = 9 \cdot 2844 \cdot 150 = 3839400 \text{ руб.} \quad (169)$$

Премии составляют от 20 до 80 % от  $З_{\text{тар}}$ . Положим премии составляют 50 %.

$$Д_{\text{прем}} = 3839400 \cdot 0,5 = 1919700 \text{ руб.} \quad (170)$$

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

$$Д_{\text{н.в.}} = З_{\text{тар}} \cdot \frac{\Pi}{100} = 3839400 \cdot \frac{40}{100} = 1535760 \text{ руб.} \quad (171)$$

Доплата за работу в праздничные дни осуществляется по двойным тарифным ставкам. Принято 14 праздничных дней.

$$Д_{\text{пр}} = Д_{\text{пр}}^4 + Д_{\text{пр}}^5, \quad (172)$$

$$Д_{\text{пр}}^i = R_{\text{яв}} \cdot N \cdot T_{\text{си}}^i, \quad (173)$$

$$Д_{\text{пр}} = 6 \cdot 14 \cdot 320 \cdot 12 = 322560 \text{ руб.} \quad (174)$$

Доплата из фонда мастера составляет 3 % от  $З_{\text{тар}}$ :

$$Д_{\text{фм}} = 3839400 \cdot 0,03 = 115182 \text{ руб.} \quad (175)$$

Основная заработная плата равна:

$$Z_{\text{осн}} = 3839400 + 1919700 + 1535760 + 322560 + 115182 = 7732602 \text{ руб.} \quad (176)$$

$$Z_{\text{доп}} = Z_{\text{осн}} \cdot \frac{П_{\text{д.з.}}}{100} = 7732602 \cdot \frac{15,6}{100} = 1206286 \text{ руб.} \quad (177)$$

Годовой фонд заработной платы вспомогательных рабочих:

$$Z_{\text{вспом.раб.}} = Z_{\text{осн}} + Z_{\text{доп}} = 7732602 + 1206286 = 8938888 \text{ руб.} \quad (178)$$

Расчет годового фонда заработной платы ИТР и МОП.

Установлены следующие оклады должностных лиц ИТР и МОП:

- начальник цеха – 70000 руб;
- технолог цеха – 65000 руб;
- мастер смены – 40000 руб;
- уборщица – 20000 руб.

Фонд ЗП вычисляем путем умножения числа штатных единиц на их месячный оклад и на число месяцев работы в году. Число месяцев работы в году для ИТР принято равным девять месяцев, кроме мастера, для которого число рабочих месяцев равно 7,9; для МОП – 10,6 месяца.

$$\Phi_{\text{осн}} = 1 \cdot 9 \cdot 70000 + 1 \cdot 9 \cdot 65000 + 4 \cdot 7,9 \cdot 40000 + 4 \cdot 10,6 \cdot 20000 = 3327000 \text{ руб.} \quad (179)$$

Дополнительная ЗП ИТР и МОП находится по формуле:

$$Z_{\text{доп.}} = \frac{\sum(\Phi_{\text{осн}} \cdot D_{\text{отп}})}{T_{\text{кал}}} = \frac{2479000 \cdot 30 + 848000 \cdot 25}{365} = 261836 \text{ руб,} \quad (180)$$

где  $D_{\text{отп}}$  – календарное количество дней отпуска: для ИТР – 30 дней, для МОП – 25 дней.

Доплата за работу в праздничные дни (рассчитывается для мастера смены и уборщицы):

$$D_{\text{пр}} = \sum \left( \frac{\text{Окл.} \cdot N \cdot R_{\text{яв}}}{T_{\text{ср.раб.}}} \right) = \frac{40000 \cdot 14 \cdot 1}{15} + \frac{20000 \cdot 14 \cdot 2}{22,5} = 62222 \text{ руб,} \quad (181)$$

где  $\text{Окл.}$  – месячный оклад;

$T_{\text{ср.раб.}}$  – среднемесячное число рабочих дней. Для мастера смены равно 15 дней, для уборщицы – 22,5 дня.

Годовой фонд заработной платы ИТР, служащих и МОП:

$$З_{ИТР/МОП} = 3327000 + 261836 + 62222 = 3651058 \text{ руб.} \quad (182)$$

Общий фонд заработной платы:

$$\begin{aligned} \Phi_{\text{общ}} &= З_{\text{осн.раб.}} + З_{\text{вспом.раб.}} + З_{ИТР/МОП} = 9212769 + 8938888 + 3651058 = \\ &= 21802715 \text{ руб.} \end{aligned} \quad (183)$$

Отчисления на социальные нужды составляют 30 % от  $\Phi_{\text{общ}}$ :

$$\Phi_{\text{страх.}} = 21802715 \cdot 0,3 = 6540815 \text{ руб.} \quad (184)$$

### 5.2.3 Расчет капитальных затрат

Расчет капитальных затрат на строительство.

Величина капитальных затрат на здание цеха и его сооружение определяется по укрупненным параметрам. Такими параметрами являются: стоимость 1 м<sup>3</sup> здания согласно действующим поясным ценам на строительство и стройматериалы с учетом характера здания, его размеры и назначение.

Выбрано под цех каркасное здание с размерами: длина – 66 м, ширина – 42 м, высота – 25 м.

Производственная площадь – 2772 м<sup>2</sup>.

Полный объем здания – 69300 м<sup>3</sup>.

Стоимость земляных работ и фундамента на 1 м<sup>2</sup> – 4500 руб.

Стоимость конструкции здания (изготовление и монтаж) за 1 м<sup>2</sup> – 16600 руб.

Следовательно стоимость здания составит:

$$C_{\text{зд}} = 2772 \cdot (4500 + 16600) = 58489200 \text{ руб.} \quad (185)$$

В таблице 17 приведены затраты на санитарно-технические работы в цехе сорбционного выщелачивания.

Таблица 17 – Затраты на санитарно-технические работы

Затраты	% от затраты на постройку здания	Цена, руб.
На отопление	5	2924460
На вентиляцию	5	2924460
На водопровод	3	1754676
На канализацию	3	1754676
На освещение	2	1169784
Итого:	18	10528056

Полная стоимость здания составит:

$$C_{\text{зд.полн.}} = 58489200 + 10528056 = 69017256 \text{ руб.} \quad (186)$$

Расчет стоимости оборудования приведен в таблице 18.

Таблица 18 – Стоимость основного оборудования

Наименование	Кол-во	Марка	Цена за шт, тыс. руб.	Цена, тыс. руб.
Пачук	20	–	1200	24000
Грохот	6	ГИС-32	340	2040
Грохот	1	ГВ-06	250	250
Реактор с мешалкой	2	АСЕонв 10,0-2-02	280	560
Насос-дозатор	4	OBL M-1000	175	700
Перистальтический насос	4	Ragazzini MS1	200	600
Накопительный бункер	1	БПН-10	130	130
Вертикальная накопительная колонна	1	–	150	150
Итого:			2225	28630

Общая стоимость основного оборудования в цехе сорбционного выщелачивания составляет 28,63 млн. руб.

Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования.

• транспортные расходы на перевозку оборудования, заготовительно-складские работы составляют 8 % от стоимости оборудования:

$$Z_{\text{тр.}} = 28630000 \cdot 0,08 = 2290400 \text{ руб.} \quad (187)$$

• стоимость монтажных работ составляет 20 % от стоимости оборудования:

$$Z_{\text{монт.}} = 28630000 \cdot 0,2 = 5276000 \text{ руб.} \quad (188)$$

• стоимость специальных работ принята 10 % от стоимости оборудования (строительство фундаментов, трубопроводов, пусконаладочных работ):

$$Z_{\text{сп.р.}} = 28630000 \cdot 0,1 = 2863000 \text{ руб.} \quad (189)$$

Капитальные затраты на оборудование составят:

$$\begin{aligned} Z_{\text{к.об.}} = C_{\text{об}} + Z_{\text{тр.}} + Z_{\text{монт.}} + Z_{\text{сп.р.}} &= 28630 + 2290,4 + 5276 + 2863 = \\ &= 39059400 \text{ руб.} \end{aligned} \quad (190)$$

Сумма капитальных затрат:

$$\sum Z_{\text{кап}} = C_{\text{зд}} + Z_{\text{к.об.}} = 81565848 + 39059400 = 120625248 \text{ руб.} \quad (191)$$

Расчет затрат на производство.

Расходы на охрану труда и технику безопасности составляют 15 % от  $\Phi_{\text{общ.}}$ :

$$Z_{\text{о.т.}} = 21802715 \cdot 0,15 = 3270407 \text{ руб.} \quad (192)$$

Затраты на ремонт здания составляют 2 % от стоимости здания:

$$Z_{\text{р.}} = 69017256 \cdot 0,02 = 1380345 \text{ руб.} \quad (193)$$

Содержание здания (включает в себя затраты на освещение, отопление, вентиляцию) – 5 % от стоимости здания:

$$Z_{\text{сод.}} = 69017256 \cdot 0,05 = 3450863 \text{ руб.} \quad (194)$$

Амортизационные отчисления – 5 % от стоимости здания:

$$Z_{\text{ам.}} = 69017256 \cdot 0,05 = 3450863 \text{ руб.} \quad (195)$$

Сумма затрат на содержание и эксплуатацию здания составляет:

$$\sum Z_{\text{зд.}} = 1380345 + 3450863 + 3450863 = 8282071 \text{ руб.} \quad (196)$$

Текущий ремонт производственного оборудования обходится в 15 % от стоимости оборудования:

$$Z_{\text{т.р.}} = 28630000 \cdot 0,15 = 4294500 \text{ руб.} \quad (197)$$

Норма амортизации оборудования – 20 % от стоимости оборудования:

$$Z_{\text{ам.}} = 28630000 \cdot 0,2 = 5726000 \text{ руб.} \quad (198)$$

Расходы на содержание оборудования составляют 5 % от стоимости оборудования:

$$Z_{\text{сод.}} = 28630000 \cdot 0,05 = 1431500 \text{ руб.} \quad (199)$$

Сумма расходов на содержание и эксплуатацию оборудования составляет:

$$\Sigma Z_{\text{об}} = 4294500 + 5726000 + 1431500 = 11452000 \text{ руб.} \quad (200)$$

Таким образом, общепроизводственные расходы составят:

$$Z_{\text{общ.}} = 8282071 + 11452000 = 19734071 \text{ руб.} \quad (201)$$

#### 5.2.4 Расчет технологических затрат

Расчет затрат на электроэнергию.

$$Z_{\text{э.н.}} = T_{\text{э}} \cdot N_{\text{т}} \cdot T_{\text{р. об.}}, \quad (202)$$

где  $T_{\text{э}}$  – стоимость 1 кВт·ч электроэнергии, руб (2,99 руб.);

$N_{\text{т}}$  – суммарная мощность электродвигателей, кВт (42,6 кВт);

$T_{\text{р. об.}}$  – время работы оборудования в год, час (8064 час.).

$$Z_{\text{э.н.}} = 2,99 \cdot 42,6 \cdot 8064 = 1027143,9 \text{ руб.} \quad (203)$$

Расчет затрат на воду.

$$Z_{\text{вод.}} = T_{\text{в.}} \cdot T_{\text{р. об.}} \cdot B, \quad (204)$$

где  $T_{\text{в.}}$  – стоимость 1 м<sup>3</sup> воды, руб (13,52 руб/м<sup>3</sup>);

$B$  – часовой расход воды, м<sup>3</sup> (184,45 м<sup>3</sup>).

$$Z_{\text{вод.}} = 13,52 \cdot 8064 \cdot 184,45 = 20109712,9 \text{ руб.} \quad (205)$$

Расчет затрат на цианистый натрий.

$$Z_{\text{ц.н.}} = T_{\text{к}} \cdot T_{\text{р. об.}} \cdot K, \quad (206)$$

где  $T_{\text{к}}$  – стоимость 1 т NaCN, руб (106200 руб);

$K$  – часовой расход NaCN, тонны (0,429 т/ч).

$$Z_{ц.н.} = 106200 \cdot 8064 \cdot 0,429 = 367394227,2 \text{ руб.} \quad (207)$$

Расчет затрат на негашеную известь.

$$Z_{н.и.} = T_k \cdot T_{р.об.} \cdot K, \quad (208)$$

где  $T_k$  – стоимость 1 т CaO, руб (4700 руб);

$K$  – часовой расход CaO, тонны (0,27 т/ч).

$$Z_{н.и.} = 4700 \cdot 8064 \cdot 0,27 = 10233216 \text{ руб.} \quad (209)$$

Расчет затрат на смолу Purolite A100/2412.

$$Z_{\text{Purolite A100/2412}} = T_k \cdot K, \quad (210)$$

где  $T_k$  – стоимость 1 т Purolite A100/2412, руб (100000 руб);

$K$  – часовой расход Purolite A100/2412, т (0,021 т/ч). Годовой расход 171,473 т.

$$Z_{\text{Purolite A100/2412}} = 100000 \cdot 171,473 = 17147300 \text{ руб.} \quad (211)$$

Калькуляция себестоимости передела приведена в таблице 19 [18].

Таблица 19 – Проектная калькуляция себестоимости передела

Статьи затрат	Ед. измер.	Цена ед. прод., руб	Норма в год	Сумма млн.руб/год
Затраты на сырье:				
NaCN	т	106 200,00	1883,40	367,39
CaO	т	4 700,00	1182,60	10,23
Purolite A100/2412	т	100 000,00	93,136	17,15
Технологические затраты:				
Электроэнергия	кВт·ч	2,99	287 078,4	1,03
Вода	м <sup>3</sup>	13,52	806 400,00	20,11
Итого условно-переменные затраты				415,91
Фонд ЗП:				
Основных рабочих	руб/т	11,36	811326,11	9,21
ИТР, служащих, МОП	руб/т	5,16	811326,11	3,65
Вспомогательных рабочих	руб/т	11,02	811326,11	8,94
Отчисления на соц. нужды	руб/т	8,26	811326,11	6,54
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования:				
Амортизация оборудования	руб/т	7,06	811326,11	5,73

Продолжение таблицы 19

Текущие и капитальные ремонты	руб/т	53,44	811326,11	43,35
Содержание оборудования	руб/т	1,76	811326,11	1,43
Расходы участка:				
Амортизация здания	руб/т	5,03	811326,11	3,45
Содержание здания	руб/т	5,03	811326,11	3,45
Текущие и капитальные ремонты	руб/т	2,01	811326,11	1,38
Расходы на ОТ и ТБ	руб/т	4,13	811326,11	3,27
Итого условно-постоянные затраты				90,40
Итого себестоимость передела				506,31

Таким образом, себестоимость передела составляет 506,31 млн. руб/г. При этом основная доля затрат приходится на сырье.

### 5.3 Вывод по разделу

Проведен расчет численности рабочих, расчет фонда заработной платы и расчет капитальных и технологических затрат цеха сорбционного выщелачивания.

Себестоимость передела равна 506,31 млн. руб/г. Условно-переменные затраты составляют 415,91 млн. руб/г, условно-постоянные затраты – 90,40 млн. руб/г.

Основную долю затрат производства занимают затраты на сырье.

При стоимости одной унции золота 1255 USD и среднегодовом курсе доллара к рублю равном 58,31 получим, что годовой доход золотоизвлекательной фабрики при заданной производительности 3 т/г (105 822 унции/г) по металлу равен 7744 млн. руб/г. Себестоимость передела составляет 6,54 % от годового дохода золотоизвлекательной фабрики.

## **7 Автоматизация процесса**

В данном дипломном проекте разработана схема автоматизации технологии сорбционного выщелачивания руды, содержащей золото.

Автоматизация с дистанционным управлением цеха сорбционного выщелачивания позволяет избежать контакта работников с вредными и опасными факторами и оборудованием в производстве золота.

В цехе протекают непрерывные процессы цианирования в четырех пачуках предварительного цианирования и в шестнадцати пачуках сорбционного выщелачивания. На схеме автоматизации (приложение А) показана одна из двух производственных линий.

### **7.1 Функциональная схема автоматизации**

Исходная пульпа проходит через грохот *1-1*. Перед грохотом установлен расходомер пульпы (*1-1*), поступающей в цех. Регулирование расхода пульпы осуществляется задвижкой *2*. На грохоте пульпа промывается водой, отделяется от щепы и поступает в пачук предварительного цианирования *3-1*.

В пачук *3-1* поступает раствор NaCN для растворения золота. Раствор NaCN готовится в реакторе с мешалкой *2*. Количество поступающего NaCN составляет 214,673 кг/ч и регулируется задвижкой *11*.

На реакторе с мешалкой *2* установлен уровнемер (*2-1*) для измерения уровня раствора NaCN.

В реакторе с мешалкой *9* готовится раствор известкового молока Ca(OH)<sub>2</sub>. На реакторе с мешалкой *9* установлен уровнемер (*11-1*) для измерения уровня раствора Ca(OH)<sub>2</sub>.

Ca(OH)<sub>2</sub> поступает в пачук *3-1* для поддержания необходимого pH (pH от 10 до 11). pH регулируется задвижкой *13*.

Из пачука *3-1* пульпа перетекает в пачук *3-2*.

Перемешивание в пачуках осуществляется с помощью воздуха, подаваемого под давлением 190,112 кПа. Давление измеряется манометром (6-1).

Частично выщелоченная пульпа из пачука 3-2 поступает в пачук сорбционного выщелачивания 4-1, а затем последовательно перетекает из пачука в пачук от 4-1 до 4-8, где происходит дорастворение золота и сорбция его на смоле.

На каждом пачуке предварительного цианирования и на каждом пачуке сорбционного выщелачивания установлены сигнализаторы уровня (7-1, 15-1, 17-1, 19-1, 21-1, 23-1, 25-1, 27-1, 29-1, 31-1) для предотвращения перелива пульпы.

Обеззолоченная пульпа из последнего пачука 4-8 поступает на контрольный грохот 5-1 для улавливания единичных зерен смолы, выносимой с пульпой при возможном повреждении дренажных сеток, и после обезвреживания направляется в отвал. Уловленная смола собирается в бэг и направляется в накопительный бункер 8.

Регенерированная смола поступает в накопительный бункер 8, откуда насосом 38 подается в последний пачук сорбционного выщелачивания 4-8 и с помощью аэролифтов перекачивается противотоком по отношению к пульпе из одного пачука в другой. На выходе емкости 8 установлен расходомер (36-1). Расход смолы регулируется задвижкой 40 и составляет 10,632 кг/ч. Также в накопительный бункер 8 добавляются свежие порции смолы для восполнения механических потерь.

Насыщенная смола разгружается из пачука 4-1 в накопительную колонну 6. Для предотвращения переполнения колонны 6 на ней установлен сигнализатор уровня (38-1). Также на выходе из накопительной колонны установлен расходомер (40-1) для измерения расхода смолы, уходящей на регенерацию.

Из накопительной колонны 6 смола поступает на грохот 7, где отмывается от илов и песков. Далее насыщенная смола перекачивается насосом 45 на участок регенерации смолы.

Значения всех измеряемых параметров выводятся на щитовую. При выходе измеряемых параметров за допустимые ограничения незамедлительно срабатывает сигнализация.

## **7.2 Перечень технологических параметров подлежащих контролю, регулированию и сигнализации**

Перечень технологических параметров, подлежащих контролю:

- расход поступающей пульпы;
- уровень NaCN в реакторе с мешалкой;
- уровень Ca(OH)<sub>2</sub> в реакторе с мешалкой;
- давление воздуха;
- уровень пульпы в пачуках;
- концентрация ионов CN<sup>-</sup> в пачуках;
- рН пульпы в пачуках;
- расход обедненной пульпы;
- расход свежей/регенерированной смолы;
- уровень смолы в накопительной колонне;
- уровень смолы в накопительной емкости;
- расход насыщенной смолы.

Перечень технологических параметров, подлежащих сигнализации:

- расход поступающей пульпы;
- уровень NaCN в реакторе с мешалкой;
- уровень Ca(OH)<sub>2</sub> в реакторе с мешалкой;
- давление воздуха;
- уровень пульпы в пачуках;
- концентрация ионов CN<sup>-</sup> в пачуках;

- рН пульпы в пачуках;
- расход обедненной пульпы;
- расход свежей/регенерированной смолы;
- уровень смолы в накопительной колонне;
- уровень смолы в накопительной емкости;
- расход насыщенной смолы.

Перечень технологических параметров, подлежащих регулированию:

- расход поступающей пульпы;
- концентрация ионов  $CN^-$  в пачуках;
- рН пульпы в пачуках.

### 7.3 Перечень первичных преобразователей

1. Прибор для измерения расхода поступающей пульпы и обедненной пульпы.

Тип – электромагнитный расходомер.

Марка – Proline Promag E 100.

Диапазон номинальных диаметров – от 15 до 600 мм.

Диапазон измерения – от 4 дм<sup>3</sup>/мин до 9600 м<sup>3</sup>/ч.

Диапазон температур продукта – от минус 10 до 110 °С.

Выходные сигналы – 4...20 мА HART (активный); импульсный/частотный/релейный выход (пассивный).

Позиции (1-1), (33-1).

2. Прибор для измерения уровня  $NaCN$  и  $Ca(OH)_2$  в реакторах с мешалками.

Тип – микроимпульсный уровнемер.

Марка – Levelflex FMP52.

Погрешность: стержневой зонд –  $\pm 2$  мм; тросовый зонд –  $\pm 2$  мм.

Рабочая температура – от минус 40 до 80 °С.

Максимальное значение измерения: стержневой зонд – 4 м; тросовый зонд – от 30 до 45 м.

Связь – от 4 до 20 мА HART; PROFIBUS PA; FOUNDATION Fieldbus.

Позиция (2-1; 11-1).

3. Прибор для измерения давления воздуха.

Тип – цифровой преобразователь давления.

Марка – Cerabar PMP75.

Погрешность – 0,075 % + влияние уплотнения диафрагмы.

Рабочая температура – от минус 70 до 400 °С.

Рабочий диапазон – от 100 мбар до 700 бар.

Связь – от 4 до 20 мА HART; PROFIBUS PA; FOUNDATION Fieldbus.

Позиция (6-1).

4. Прибор для измерения уровня пульпы в пачуках.

Тип – емкостной датчик предельного уровня.

Марка – Liquicap FTI51.

Рабочая температура – от минус 80 до 200 °С.

Длина зонда – 6 м.

Связь – 2х-проводная схема 19-253В AC; 3х-проводная схема; ЧИМ; реле DPDT; DC-PNP; 8/16 мА.

Позиции (7-1), (15-1), (17-1), (19-1), (21-1), (23-1), (25-1), (27-1), (29-1), (31-1).

5. Прибор для измерения концентрации ионов  $\text{CN}^-$  в пачуках.

Тип – иономер.

Марка – Bante931-Cn Benchtop Cyanide Ion Meter.

Диапазон измерений – от  $5 \cdot 10^{-6}$  до 0,01 М.

Точность –  $\pm 1$  %.

Рабочая температура – от 0 до 105 °С.

Выходной сигнал – USB-интерфейс.

Позиция (9-1).

6. Прибор для измерения рН пульпы.

Тип – рН-метр.

Марка – Vante930 Benchtop pH/Ion Meter.

Точность –  $\pm 0,002$  рН.

Разрешающая способность – 0,1; 0,01; 0,001 рН.

Выходной сигнал – USB-интерфейс.

Позиция (10-1).

7. Прибор для измерения расхода свежей/регенерированной и насыщенной смолы.

Тип – массовый расходомер.

Марка – DensFlow.

Рабочая температура – от минус 10 до 45 °С.

Погрешность – от 2 до 5 %.

Выходной сигнал – от 4 до 20 мА, RS 485 ModBus.

Позиция (36-1), (40-1).

8. Прибор для измерения уровня смолы в накопительной колонне и накопительной емкости для смолы.

Тип – емкостной датчик предельного уровня.

Марка – Minicap FTC260.

Рабочая температура – от минус 40 до 130 °С.

Диапазон применения – максимальный размер частиц 30 мм, минимальный – 1,6.

Связь – PNP; релейный выход (SPDT).

Позиция (38-1), (34-1).

#### **7.4 Вывод по разделу**

Проведена автоматизация процесса сорбционного выщелачивания. Составлена функциональная схема автоматизации цеха сорбционного выщелачивания. Подобраны необходимые приборы для каждого технологического оборудования.

## Список публикаций студента

1. Кононенко В.С. Исследование применимости титриметрического анализа фтор-иона в растворах фторсодержащих солей / В.С. Кононенко ; науч. рук. А.Д. Киселёв // Химия и химическая технология в XXI веке : материалы XVIII Международной научно-практической конференции студентов и молодых ученых имени профессора Л.П. Кулёва, 29 мая-1 июня 2017 г., г. Томск. – Томск : Изд-во ТПУ, 2017. – [С. 365-366].

2. Чегринцев С. Н. Определение формы фторидного комплексного иона вольфрама, сорбирующегося на анионите АВ-17-8 / С. Н. Чегринцев, В.С. Кононенко ; науч. рук. А.Д. Киселёв // Химия и химическая технология в XXI веке : материалы XVIII Международной научно-практической конференции студентов и молодых ученых имени профессора Л.П. Кулёва, 29 мая-1 июня 2017 г., г. Томск. – Томск : Изд-во ТПУ, 2017. – [С. 393-394].