

**МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ 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**

Отделение: «Ядерно-топливного цикла»

**ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ**

Тема работы
<b>Проект цеха сорбционного выщелачивания золотосодержащей руды производительностью 100м<sup>3</sup> в час</b>

УДК 669.21.081

Студент

Группа	ФИО	Подпись	Дата
0461	Альджанов Адиль		

Руководитель

Должность	ФИО	Учёная степень, звание	Подпись	Дата
Доцент ОЯТЦ ИЯТШ	Сачкова А.С.	к.б.н.		

**КОНСУЛЬТАНТЫ:**

По разделу «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение»

Должность	ФИО	Учёная степень, звание	Подпись	Дата
Доцент ОСГН ШБИП	Верховская М.В.	к.э.н.		

По разделу «Социальная ответственность»

Должность	ФИО	Учёная степень, звание	Подпись	Дата
Доцент ОЯТЦ ИЯТШ	Передерин Ю.В.	к.т.н.		

По разделу «Автоматизация процесса»

Должность	ФИО	Учёная степень, звание	Подпись	Дата
Доцент ОЯТЦ ИЯТШ	Кузьмина А.В.	к.т.н.		

**ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ:**

Нормоконтролёр	ФИО	Учёная степень, звание	Подпись	Дата
Доцент ОЯТЦ ИЯТШ	Страшко А.Н.	к.т.н.		
Руководитель	ФИО	Учёная степень, звание	Подпись	Дата
Руководитель ООП	Леонова Л.И.	к.т.н.		

Томск – 2022 г.

**ПЛАНИРУЕМЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ОБУЧЕНИЯ ООП 18.05.02**

**«Химическая технология материалов современной энергетики»**

<b>Код результата</b>	<b>Результат обучения (выпускник должен быть готов)</b>
<b><i>Общекультурные компетенции</i></b>	
P1	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
P2	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
P3	Применять иностранный язык в сфере коммуникаций и профессиональной деятельности, представлять результаты научных исследований и разработок в виде отчетов, публикаций, публичных обсуждений
P4	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
P5	Понимать необходимость и уметь самостоятельно учиться и повышать квалификацию в течение всего периода профессиональной деятельности
<b><i>Общепрофессиональные компетенции</i></b>	
P6	Демонстрировать глубокие естественнонаучные, математические и инженерные знания и детальное понимание научных принципов профессиональной деятельности
P7	Уметь планировать и проводить аналитические, имитационные и экспериментальные исследования в области изучения свойств и технологии материалов современной энергетики с использованием новейших достижений науки и техники, уметь обрабатывать и критически оценивать полученные данные, делать выводы, формулировать практические рекомендации по их применению; использовать основы изобретательства, правовые основы в области интеллектуальной собственности
<b><i>Профессиональные компетенции</i></b>	
P8	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
P9	Разрабатывать новые технологические схемы, рассчитывать и выбирать оборудование, применять средства автоматизации, анализировать технические задания и проекты с учетом ядерного законодательства
<b><i>Профессионально-специализированные компетенции (профиль)</i></b>	
P10	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
P11	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

**Министерство науки и высшего образования 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**

Отделение: «Ядерно-топливного цикла»

УТВЕРЖДАЮ:  
 Руководитель ОПП ОЯТЦ  
 \_\_\_\_\_ Л.А. Леонова  
 (Подпись)(Дата)

**ЗАДАНИЕ**

**на выполнение выпускной квалификационной работы**

В форме:

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

Студенту:

Группа	ФИО
0461	Альджанов Адиль

Тема работы:

«Проект цеха сорбционного выщелачивания золотосодержащей руды производительностью 100 м <sup>3</sup> в час»
Утверждена приказом директора (дата, номер)

Срок сдачи студентом выполненной работы:	27 декабря 2021 года
--	----------------------

**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>В работе рассматривается непрерывный процесс сорбционного выщелачивания золотосодержащей руды производительностью 100 м<sup>3</sup> в час</p>
<p><b>Перечень подлежащих исследованию, проектированию и разработке вопросов</b></p>	<p><b>1. Введение</b>  <b>2. Обзор литературы</b>  <b>3. Расчеты и аналитика</b>                  3.1. Теория процесса                  3.2. Приборы и методы анализа                  3.3. Разработка и описание аппаратурно-технологической схемы.                  3.4. Расчёт материального баланса технологической</p>

	<p>схемы</p> <p>3.5. Расчёт теплового баланса технологической схемы</p> <p>3.6. Расчёт основного аппарата.</p> <p>3.6.1. Расчёт геометрии и габаритов основного аппарата</p> <p>3.6.2. Механический расчёт основного аппарата</p> <p>3.6.3. Гидравлический расчёт основного аппарата</p> <p>3.6.4. Энергетический расчёт основного аппарата</p> <p><b>4. Результаты расчетов</b></p> <p><b>5. План размещения оборудования</b></p> <p>5.1. Подбор основного технологического оборудования</p> <p>5.2. Расчёт геометрии и габаритов оборудования</p> <p>5.3. Энергетический расчёт технологической схемы</p> <p>5.4. План размещения оборудования</p> <p><b>6. Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение</b></p> <p><b>7. Социальная ответственность</b></p> <p><b>8. Автоматизация процесса</b></p> <p><b>9. Заключение</b></p> <p><b>10. Список использованных источников</b></p>
<b>Перечень графического материала</b>	<p>1. Сборочный чертёж основного аппарата А1 (ГОСТ 2.001-93...2.034-83).</p> <p>2. Аппаратурно-технологическая схема</p> <p>3. План размещения оборудования</p> <p>Презентация Power Point Presentation</p>
<b>Консультанты по разделам выпускной квалификационной работы</b>	
<b>Раздел</b>	<b>Консультант</b>
Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение	Верховская М.В., к.э.н. ОСГН ШБИП
Социальная ответственность	Передерин Ю.В., доцент ОЯТЦ ИЯТШ
Автоматизация процесса	Кузьмина А.В., доцент ОЯТЦ ИЯТШ
Нормоконтролёр	Страшко А.Н., доцент ОЯТЦ ИЯТШ
<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>	
---	--

**Задание выдал руководитель:**

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент	Сачкова А.С.	к.б.н.		

**Задание принял к исполнению студент:**

Группа	ФИО	Подпись	Дата
0461	Альджанов Адиль		

## Реферат

Выпускная квалификационная работа – 118 с., – 15 рис., – 42 табл., – 46 источников, – 1 приложение.

Ключевые слова: гидрометаллургический метод, золото, сорбционное выщелачивание, агитатор.

Объектом проектирования является цех сорбционного выщелачивания золота из золотосодержащей руды.

Цель работы – спроектировать цех сорбционного выщелачивания золота из руды с применением цианида натрия.

В процессе выполнения дипломного проекта были проведены:

- литературный обзор существующих способов переработки;
- изучена теория процесса сорбционного выщелачивания;
- рассчитан материальный баланс процесса;
- разработаны функциональная схема автоматизации и аппаратурно-технологическая схема процесса;
- проведен расчет основного аппарата, подобрано вспомогательное оборудование. На основе полученных данных был составлен план цеха;
- для определения экономических показателей данного передала, рассчитана себестоимость проекта;
- проведен анализ вредных и опасных производственных факторов данного участка, определены способы коллективной и индивидуальной защиты персонала, описаны возможные чрезвычайные ситуации и меры по их предотвращению, упреждению.

Основные конструктивные, технологические и технико-эксплуатационные характеристики: Объем и габаритные размеры основного аппарата составляют:  $V = 450 \text{ м}^3$ ,  $D = 8 \text{ м}$ ,  $L = 10 \text{ м}$ ; значение рН равно 10,5.

## Определения, обозначения, сокращения, нормативные ссылки

### 1. Определения:

Гидрометаллургия – выделение металлов из руд, концентратов и отходов производства с помощью водных растворов определённых веществ (химических реагентов).

Сорбция – физико-химический процесс поглощения газов, жидкостей, а также растворённых в жидкости веществ твёрдыми телами или другими жидкостями.

Выщелачивание – процесс перевода в раствор одного или нескольких компонентов твёрдого материала при помощи селективных растворителей.

Извлечение – количество металла в конечном или промежуточном продуктах технологических работ, выраженное в весовых единицах или процентах к общему весу полезного компонента в пробе, в поступающих на переработку растворах или находившегося в недрах.

Маточный раствор – раствор, получаемый после извлечения полезного компонента из продуктивного.

Отношение Т:Ж – количество выщелачивающего раствора, приходящееся на весовую единицу выщелачиваемой горнорудной массы, обеспечивающее заданное извлечение полезного компонента из месторождения или его части (отношение количества поданного выщелачивающего раствора к горнорудной массе).

Растворение – физико-химический процесс, протекающий между твёрдой и жидкой фазами и характеризующийся переходами твёрдого вещества в раствор. Растворённым веществом считается тот из компонентов, который при обычных условиях находится в агрегатном состоянии, отличном от агрегатного состояния растворителя.

Реагент – химическое вещество (обычно в виде водного раствора), используемое для выщелачивания или ускорения извлечения полезного компонента.

Степень извлечения – количество извлеченного из минерала полезного компонента (отношение веса добытого металла к его содержанию в минерале). Обычно выражается в % относительно исходного содержания, реже в долях единицы.

Техника безопасности (охрана труда) – система технических, санитарно-гигиенических и правовых мероприятий, обеспечивающих безопасные для жизни и здоровья условия труда работающих.

Удельный расход реагента – количество реагента, расходуемого на извлечение единицы массы полезного компонента (кг/кг) или на взаимодействие с его минеральной массой (кг/т, %).

## 2. Обозначения и сокращения:

ТБ – техника безопасности;

ОТ – охрана труда;

ПДК – предельно допустимая концентрация;

СИЗ – средства индивидуальной защиты;

ФСА – функциональная схема автоматизации;

АСУТП – автоматизированная система управления технологическими процессами;

КИП и А – контрольно-измерительные приборы и автоматика;

МОП – младший обслуживающий персонал;

ЗП – заработная плата.

## 3. Нормативные ссылки:

ГОСТ Р 1.5-2012 Стандартизация в Российской Федерации. Стандарты национальные. Правила построения, изложения, оформления и обозначения.

ГОСТ 2.104-2006 Единая система конструкторской документации (ЕСКД). Основные надписи.

ГОСТ 2.105-95 Единая система конструкторской документации (ЕСКД). Общие требования к текстовым документам.

ГОСТ 2.106-96 Единая система конструкторской документации

(ЕСКД). Текстовые документы.

ГОСТ 2.721-74 Единая система конструкторской документации (ЕСКД). Обозначения условные графические в схемах. Обозначения общего применения.

ГОСТ 3.1102-2011 Единая система технологической документации (ЕСТД). Стадии разработки и виды документов. Общие положения.

ГОСТ 3.1105-2011 Единая система технологической документации (ЕСТД). Формы и правила оформления документов общего назначения.

ГОСТ 29057-91 Костюмы мужские для защиты от нетоксичной пыли. Технические условия.

ГОСТ 12.4.072-79 ССБТ. Сапоги специальные резиновые формовые, защищающие от воды, нефтяных масел и механических воздействий. Технические условия.

ГОСТ 27652-88 Костюмы мужские для защиты от кислот. Технические условия.

ГОСТ 27653-88 Костюмы мужские для защиты от механических воздействий, воды и щелочей. Технические условия.

ГОСТ 12.4.127-83 ССБТ. Обувь специальная. Номенклатура показателей качества.

ГОСТ 12.4.028-76 ССБТ. Респираторы ШБ-1 "Лепесток". Технические условия.

ГОСТ 12.4.153-85 ССБТ. Очки защитные. Номенклатура показателей качества.

ГОСТ 12.4.010-75 ССБТ. Средства индивидуальной защиты. Рукавицы специальные. Технические условия.

ГОСТ 12.4.121-83 ССБТ. Противогазы промышленные фильтрующие. Технические условия.

ГОСТ 24.303-80 Система технической документации на АСУ. Обозначения условные графические технических средств.



## Оглавление

1 Обзор литературы .....	14
1.1 Золотосодержащие руды и минералы .....	14
1.2 Гидрометаллургические методы извлечения золота .....	15
1.2.1 Тиомочевинное выщелачивание золота.....	17
1.2.2 Тиосульфатное выщелачивание золота .....	18
1.2.3 Бактериальное выщелачивание золота .....	19
1.2.4 Цианидное выщелачивание золота.....	20
1.2.5 Сорбционное выщелачивание золота.....	22
2 Расчеты и аналитика .....	26
2.1 Теория процесса.....	26
2.1.1 Термодинамика процесса цианирования .....	27
2.1.2 Кинетика процесса цианирования .....	29
2.1.3 Термодинамика процесса сорбции .....	30
2.1.4 Кинетика процесса сорбции.....	34
2.2 Аппаратурное оформление процесса .....	35
2.3 Разработка и описание аппаратурно-технологической схемы .....	39
2.4 Расчёт материального баланса технологической схемы .....	40
2.4.1 Расчёт материального баланса процесса цианирования .....	43
2.4.2 Расчёт материального баланса процесса сорбции .....	47
2.5 Расчёт теплового баланса технологической схемы .....	50
2.6 Расчет основного аппарата .....	50
2.6.1 Расчет геометрии и габаритов основного аппарата .....	50

2.6.2	Механический расчёт основного аппарата .....	52
2.6.3	Гидравлический расчёт основного аппарата .....	61
2.6.4	Энергетический расчёт основного аппарата .....	65
3	Результаты расчетов.....	68
4	План размещения оборудования .....	70
4.1	Подбор основного технологического оборудования .....	70
4.2	Расчет геометрии и габаритов оборудования .....	71
4.3	Энергетический расчет технологической схемы .....	72
4.4	План размещения оборудования .....	73
5	Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение...	74
5.1	Расчет заработной платы .....	74
5.1.1	Расчет численности рабочих .....	74
5.1.2	Расчет годового фонда заработной платы основных рабочих .....	77
5.1.3	Расчет годового фонда заработной платы ИТР и вспомогательных работников цеха.....	79
5.2	Расчет затрат.....	81
5.2.1	Затраты на строительство .....	81
5.2.2	Затраты на приобретение оборудования.....	83
5.2.3	Затраты на содержание оборудования, здания и амортизационные отчисления .....	84
5.2.4	Технологические затраты .....	86
5.2.5	Затраты на приобретение исходных реагентов.....	88
5.3	Калькуляция себестоимости передела.....	88
5.4	Расчет точки безубыточности .....	89
6	Социальная ответственность .....	92

6.1	Описание технологического процесса и оборудования .....	92
6.2	Анализ вредных факторов в проектируемом цехе .....	93
6.2.1	Шум.....	93
6.2.2	Микроклимат .....	93
6.2.3	Вибрация .....	95
6.2.4	Вредные вещества .....	96
6.2.5	Производственное освещение.....	98
6.3	Анализ опасных факторов, проектируемой производственной среды	100
6.3.1	Электробезопасность .....	100
6.3.2	Пожаровзрывобезопасность.....	100
6.4	Чрезвычайные ситуации .....	101
7	Контроль и автоматизация процесса.....	104
7.1	Описание функциональной схемы автоматизации .....	105
7.2	Перечень технологических параметров, подлежащих контролю, регулированию и сигнализации .....	107
7.3	Измеряемые параметры.....	108
7.4	Подбор контрольно-измерительных приборов .....	110
	Заключение .....	112
	Список использованных источников .....	114

## Введение

Золото один из металлов, которые находятся в природе в самородном состоянии. Несмотря на низкое содержание золота в природе, по всему миру вкладываются большие средства в разведку новых месторождений, горнодобывающие работы различного типа, металлургию и технологию получения изделий. Затраты окупаются высокой ценой благородных металлов, а также их обширным использованием в ряде отраслей промышленности, имеющих, в частности оборонное значение.

Основные области применения золота:

- государственный резерв и частные накопления;
- страховой и резервный фонд для получения валюты в любом банке;
- катализатор в химической промышленности;
  - для изготовления ювелирных изделий;
  - в технике;
- космическая, оборонная, электронная отрасли промышленности;
- в медицине (противораковые препараты из солей золота) [1].

Россия является одной из ведущих золотодобывающих стран. Около 83 % европейского золота добывается на ее территории, более того Россия, ежегодно увеличивает свое производство. По данным на 2020 год в мировом рейтинге Россия занимает второе место по добыче золота – 331,1 тонны [2].

В связи с увеличением промышленных масштабов добычи благородного металла и постепенным истощением богатых золотосодержащих месторождений, большой интерес представляет переработка упорных золотосодержащих руд, что ведет к принципиальным изменениям в технологии переработки руды [1].

Вовлечение в переработку упорных золотосодержащих руд требует внедрения в технологические схемы операции предварительного окисления

сульфидных минералов, содержащих золото. В качестве таких операций используют бактериальное и автоклавное окисление, различные виды обжигов и другие [2].

В настоящее время основным способом гидрометаллургического получения золота является выщелачивание золота из руд и концентратов цианидами натрия или кальция при подаче воздуха в пульпу. Для получения золота из растворов, полученных цианированием, применяется сорбция с применением сорбентов. Сорбенты могут состоять из активированных углей или применяться синтетические ионообменные смолы. [3]. Данный процесс получил название сорбционное выщелачивание.

Цель работы: спроектировать аппарат сорбционного цианирования золотосодержащей руды, производительностью 100 м<sup>3</sup>/час.

## **1 Обзор литературы**

Являясь одним из первых известных металлом, доступных человеку золото выделяется желтым насыщенным цветом. Нахождение в природе в самородном виде, так же способствовало его распространению. Возможность использования простейших орудий труда для его дробления и истерания позволили стать популярным материалом для древних людей [1].

Открытие крупного месторождения золота в Бразилии в 17 веке способствовала росту добычи золота в мире. В России крупное месторождение было обнаружено в начале девятнадцатого века. Месторождения располагались в западной части России. Данные обстоятельства привели к тому, что увеличивается финансирование исследований и поиск новых месторождений золота и серебра. [2].

Одним из распространенных методов извлечения золота является цианидное выщелачивание. Данный метод был разработан в Шотландии. В России цианистое извлечение внедрили в производство в конце девятнадцатого века [2].

### **1.1 Золотосодержащие руды и минералы**

Одной из важнейших характеристик для руд является химический состав. Большинство пород содержащих золото в составе состоит из кварцевых пород. Содержание кварца может достигать в среднем 90 % от общего химического состава породы. Наряду с кварцем в состав могут входить такие минералы как турмалин (до 50 %), оксиды железа (до 30 %), барит (до 60 %) и карбонаты (до 30 %). Мешающими породами в составе золотосодержащих руд являются породы гранита, диорита и др.

Признаки, определяющие характер руд:

- наличие попутных извлекаемых компонентов;
- степень окисления руд;

- наличие мешающих компонентов для извлечения;
- крупность частиц.

По содержанию полезных компонентов руды разделяются на золотые, золото-пиритные, золото-мышьяковые, золото-серебряные, золото-медные, золото-сурьмяные, золото-урановые и золото-полиметаллические [3].

К золото-полиметаллическим относятся руды, два и более промышленноценных компонентов. Например Cu, Pb, Zn, Ag, пирит, барит и др.

Так же золотосодержащая руда отличается по степени окисления компонента в породе. Выделяют три группы руды: первичные, частично окисленные и окисленные.

Первичные частично окисленные и окисленные золотые руды обычно содержат крупное (частицы более 100 мкм) и мелкое (от 100 до 1 мкм) золото. С увеличением содержания сульфидов в рудах обычно возрастают доля тонкодисперсного золота (частицы менее 1 мкм) и соответственно трудности его извлечения, т.к. цианированием тонкодисперсное золото извлекается лишь после разложения сульфидов.

Частично окисленные руды наряду с сульфидными содержат окисленные минералы железа и других металлов. К компонентам руд, осложняющим технологические процессы их переработки, следует отнести: минералы меди и сурьмы, пирротин, углистые вещества, соединения селена и теллура.

Окисленные руды обычно содержат в значительных количествах оксиды железа, а также оксиды других металлов. Сульфиды в них отсутствуют или присутствуют в незначительном количестве, не имеющем практического значения[4].

## **1.2 Гидрометаллургические методы извлечения золота**

Существует несколько методов извлечения ценных компонентов с

использованием гидрометаллургии. Главной задачей данной технологии является выбор метода извлечения элемента, т.к. каждый из методов получения имеет свои преимущества и недостатки в технологии.

Метод гидрометаллургии связан с процессами автоклавного выщелачивания компонента из руды и методом экстракционного извлечения. При применении данных методов можно значительно повышать степень извлечения компонента из руды, тем самым увеличивая экономическую целесообразность проведения данных процессов

Гидрометаллургические методы включают ряд технологических операций, выполняющиеся в определённой последовательности. К данным операциям относятся:

1. Механическая обработка, которая включает в себя операции дробления, измельчения, классификации и сгущения с целью раскрытия зерен минералов, содержащих ценный компонент.

2. Изменение химического состава руды. Проводится с целью деструкции минералов, которые трудно поддаются выщелачиванию. Также эта операция используется для удаления примесей, осложняющих выщелачивание. К данной операции относятся химическое разложение, окислительный или восстановительный обжиг, хлорирующий обжиг, спекание и отмывка растворимых солей.

3. Выщелачивание – извлечение ценного компонента из твердого материала в раствор с помощью различных химических реагентов. Основные способы выщелачивания в технологии золота: тиомочевинное, тиосульфатное и аммиачно-тиосульфатное, бактериальное и цианидное.

4. Разделение твёрдой и жидкой фаз. Данная стадия необходима для обезвоживания и промывки с помощью различных фильтров, центрифуг, сгустителей и гидроциклонов.

5. Осаждение металлов или их соединений в виде нерастворимых соединений. В технологии золота на этом этапе применяют процессы сорбции на активированных углях или ионообменных смолах, экстракцию



органическими растворителями, цементацию более электроотрицательным металлом (в основном цинком).

б. Переработка осадка с целью последующей очистки и получения готового товарного продукта.

Основополагающий момент при выборе метода гидрометаллургического извлечения компонента из руды является селективное извлечение металла из руд. Процесс проводится при низких концентрациях извлекаемого элемента в связи выработкой богатых месторождений. Для извлечения ценного элемента из бедных руд применяют физические и гидрометаллургические методы обогащения полезных элементов [5].

### 1.2.1 Тиомочевинное выщелачивание золота

Способ тиомочевинного выщелачивания золотосодержащих пород хорошо подходит для глинистых углеродосодержащих составов. За счет более длительной скорости разложения тиомочевины растворение золота в кислых растворах происходит с большей скоростью. Основателями данного метода являются Плаксин И.И. и Кожухова М.А. Реакции проходящие при тиомочевинном вскрытии представлены в таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Основные полуреакции процесса

Полуреакция	Электродный потенциал $E_0$ , В
$Au^0 + CS(NH_2)_2 - e \rightarrow Au[CS(NH_2)_2]^+$	+0,33
$Fe^{3+} + e \rightarrow Fe^{2+}$	-0,77

Суммарная реакция выщелачивания:



Преимуществами данного метода выщелачивания золотосодержащих руд, перед методом цианирования в следующем:

- скорость растворения золота при данном методе гораздо выше

чем в методе цианидного выщелачивания;

- влияние ионов примесей на процесс выщелачивания слабый;
- меньший расход реагентов при проведении выщелачивания;
- возможность дополнительного вскрытия золота.

Недостатками данного метода является необходимость ведения процесса в более дорогом коррозионностойком оборудовании. Данный метод применяется при высоком содержании ценного компонента в исходной руде, оправдывающий высокие затраты на оборудование [6].

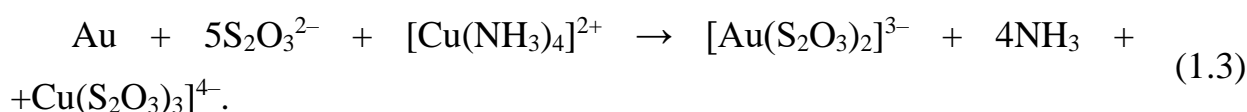
### 1.2.2 Тиосульфатное выщелачивание золота

Из-за высокой токсичности реагентов используемых для растворения золота, метод тиомочевинного выщелачивания всё реже применяется в зарубежных странах. Подобными методами с более дешёвыми и менее токсичными реагентами для выщелачивания являются методы тиосульфатного и аммиачно-тиосульфатного извлечения. Данные методы применимы в щелочной и кислотной средах. Реакции, протекающие в данном процессе протекают по следующим принципам:

1. в кислой среде:



2. в щелочной среде:



Выделение ценных компонентов из руды с помощью тиосульфатных растворов получило распространение в начале двадцатого века. Руды подвергали обжигу с хлорирующим агентом. Дальнейшее выщелачивание проводили с использованием тиосульфатных растворов.. Аммиачно-тиосульфатное выщелачивание ценных компонентов применимо к трудно вскрываемым рудам по сравнению с цианистым извлечением, например, к рудам, содержащим компоненты меди и марганца. Стабильность тиосульфат-ионов обеспечивается поддержанием значения рН раствора в диапазоне 7 – 8

единиц.

При тиосульфатном выщелачивании в присутствии кислорода проходит растворение золота с образованием комплексного соединения  $[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{3-}$ . Растворение золота проходит при относительно высоких температурах (80 °С). При этом используют окислители.

В процессе выщелачивания необходимо поддерживать определенное соотношение растворителя и окислителя. При исключении побочных явлений происходит снижение расхода растворителя и окислителя в несколько раз. В данном случае скорость растворения компонента не отличается от скорости процесса цианирования.

Преимуществами данного метода выщелачивания являются:

- кратковременность процесса извлечения;
- относительно низкая стоимость реагентов для проведения процесса;
- Невысокая токсичность реагентов позволяет производить меньше затрат на обеспечение необходимых мер безопасности на производстве;
- законченный процесс обработки руды.

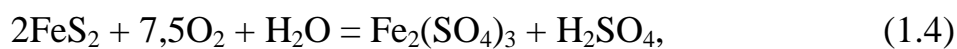
Недостатки:

- значительные потери тиосульфата;
- большие объемы пульпы из-за сильного разбавления;
- дополнительные траты на нагрев раствора [5].

### **1.2.3 Бактериальное выщелачивание золота**

В основе данного метода лежит использование хемоавтотрофных организмов типа *Thiobacillus ferrooxidans*. Микроорганизмы способны окислять сульфиды, питаясь энергией окисления породы. Для данного процесса необходимо стабильное поддержание необходимых условий для размножения данных бактерий и увеличения скорости взаимодействия микроорганизмов с сульфидными компонентами руды. Данные бактерии

требуют высокого содержания кислорода в водной среде. Реакции взаимодействия данных бактерий на породу описывается следующими реакциями:



Бактерии являются ускоряющим окисление фактором являясь катализатором данного процесса.

Биохимическое вскрытие пиритного концентрата в ряде случаев повышает извлечение золота при цианировании с 20 до 75 %. Процесс наиболее эффективен для мышьяковистых руд, а наиболее упорные – пиритные руды.

Известна способность микроскопических грибов аккумулировать золото из раствора. Сорбционная способность грибов сопоставима и не уступает активированным углям. При этом поглощение коллоидного золота в разы выше.

Достоинства бактериального выщелачивания:

– способность преобразования токсичных компонентов обогащения;

– легко осуществимо для переработки отдаленных по расположению концентратов в малом масштабе.

К недостаткам можно отнести низкую скорость выщелачивания и неполную растворимость минералов [7].

#### **1.2.4 Цианидное выщелачивание золота**

Метод цианидного выщелачивания хорошо подходит для извлечения золота из упорных руд и концентратов. В технологии применяются разбавленные кислоты цианистых солей щелочных и щелочноземельных металлов. Окислителями являются озон, кислород или перекисные соли.

Способ образует прочный комплекс после взаимодействия золота с

раствором цианида.



Протекание данной реакции основано на электрохимическом механизме. Переход ионов металла в раствор происходит на аноде и при этом идет процесс эквивалентного высвобождения числа электронов. Процесс восстановления окислителя происходит на катоде. Стадиями процесса цианидного выщелачивания золота из водных растворов являются:

- адсорбция кислорода цианистым раствором;
- доставка ионов цианида и молекул кислорода к поверхности минерала;
- химическая реакция на поверхности;
- отвод продуктов растворения от поверхности частиц золота в раствор.

Интенсивное перемешивание растворенного золота способствует возрастанию скорости реакции в диффузионном режиме.

Оптимальная концентрация цианида натрия в зависимости от количества примесей в сырье составляет от 0,01 до 0,05 %. Глиняные руды перед процессом подвергаются разжижению и перемешиванию для увеличения поверхности взаимодействия. Пористые руды подвержены эффективному цианированию даже крупных размеров. При рН среды менее 9,36 происходит выделение синильной кислоты. Повышение концентрации щелочи уменьшает скорость растворения золота из-за образования на поверхности материала пленки. При этом возникает взаимодействие пленки с компонентами минерала на поверхности раздела фаз.

Преимуществами метода цианидного выщелачивания являются:

- небольшие расходы цианидов;
- низкая стоимость передела;
- селективность по отношению к золоту и серебру;
- золото в виде анионного комплекса легко отделяется от катионных примесей на сорбентах;

- температура процесса нормальная «комнатная»;
- высокая степень извлечения золота до 96 %.

Среди недостатков метода можно выделить:

- образование высокотоксичной синильной кислоты HCN;
- необходимость тонкого измельчения рудного материала;
- отсутствие оборотов цианистых растворов;
- необходимость обезвреживания хвостовой пульпы.

В настоящее время цианирование является наиболее экономичным и эффективным методом переработки золотосодержащих руд [8].

### **1.2.5 Сорбционное выщелачивание золота**

Сорбционное выщелачивание – это метод, который совмещает в себе цианидное растворение золота из тонкозернистых пульп и сорбцию золота из раствора с помощью активированных углей или ионообменных смол. В контакт с сорбентом вступает не осветленный раствор, а непосредственно пульпа, которая находится в процессе цианирования. Золото переходит в раствор за счет цианирования пульпы и одновременно сорбируется ионитом.

После выщелачивания обедненная золотом пульпа направляется в отвал. Из пульпы предварительно выделяется насыщенный ионит. Для продолжения процесса выщелачивания необходима классификация крупности насыщенного ионита. Данный процесс проходит на. Имея большую крупность 0,5 - 2 мм ионообменная смола отделяется от измельченной руды, которая значительно меньше по размерам частиц. Насыщенный по золоту ионит регенерируется и направляется на повторное использование, а золото десорбируют.

Достоинства сорбционного выщелачивания:

- исключает операции фильтрации и промывки пульпы после цианирования;
- высокое извлечение золота;

– в присутствии ионита скорость растворения золота увеличивается и уменьшается влияние сорбции природными сорбентами (углистые вещества, глинистые частицы минералов) [8].

Недостатки метода:

- меньшая скорость сорбции из пульпы, чем при сорбции осветленных растворов;
- токсичность реагентов;
- осаждение шлама на поверхности ионита;
- возможность загрязнения ионита примесями, дороговизна сорбента.

Для сорбции золота из пульпы в процессе сорбционного выщелачивания применяют два основных типа сорбентов: ионообменные смолы и активированные угли. Каждый из них обладает своими преимуществами и недостатками.

К ионообменным смолам относят искусственно получаемые высокомолекулярные твердые вещества, содержащие активные ионогенные группы, способные к обмену с ионами растворимых электролитов, к числу которых относится и растворимый золотосодержащий комплекс  $\text{NaAu}(\text{CN})_2$ . Поскольку золота и серебра в цианистых растворах находятся в виде комплексных анионов  $[\text{Me}(\text{CN})_2]^-$ , для их сорбции должны быть использованы аниониты. Сорбция благородных металлов из цианистых растворов анионитами может быть представлена следующей реакцией:



Основными требованиями при подборе анионита, используемые в процессе цианидного выщелачивания являются:

- высокая ёмкость по благородным металлам;
- высокая селективность анионита в процессе сорбции благородных металлов;
- легкость десорбции золота при регенерации анионита;
- высокая механическая и химическая прочность анионита;

– доступность и низкая стоимость анионита [9].

Несмотря на активное использования синтетических ионообменных смол для сорбционного извлечения благородных металлов из промышленных растворов, в последнее время более широко применяют активированные угли в связи с разработкой эффективных методов регенерации и повторного использования углей. Кроме того, применение активированных углей способствует распространение простых методов кучного выщелачивания для цианирования руд и отвалов с низким содержанием золота [3].

Одной из основных характеристик активированного угля является его высокая пористость и удельная поверхность пор. Удельная поверхность углей составляет от 400 до 1000 м<sup>2</sup>/г. Активированные угли имеют неоднородную массу, состоящую из кристаллов графита и аморфного углерода, которые и обуславливают необычную пористую структуру сорбента.

В результате контакта активированного угля с кислородом воздуха на нем образуются поверхностные соединения, которые имеют основной характер. Природа этих соединений точно не установлена, однако известно, что кислород в них связан относительно непрочно и при соприкосновении угля с водой или водным раствором переходит в раствор в виде ионов гидроксила, заряжая поверхность угля положительно (рисунок 1).

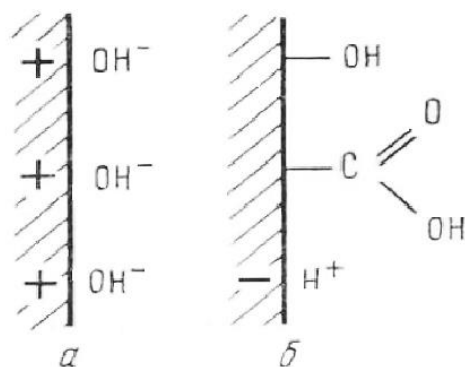
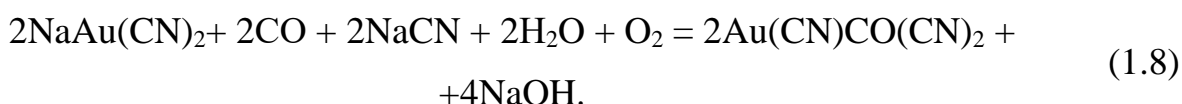


Рисунок 1 – Характер поверхностных соединений на «положительном» (а) и «отрицательном» (б) активированном угле



Для сорбции золота из цианистых растворов в основном применяют «положительные» угли, у которых преобладают анионообменные свойства. Эти угли используют для сорбции золота как из осветленных растворов, так и из пульп. Реакция сорбции золота активированным углем может быть записана следующим образом:



Технология извлечения с применением активных углей дешевле, чем технология с применением ионообменных смол, но потери углей из-за механической непрочности довольно высоки – до 200 грамм на тонну руды.

Процесс сорбции на углях включает четыре основные операции:

- адсорбция растворенных металлов;
- десорбция с получением концентрированных растворов (элюаты);
- извлечение металла из элюата;
- регенерация угля.

Преимущества метода: высокая удельная поверхность угля, низкая стоимость угля, большая скорость регенерации угля [10].

## **2 Расчеты и аналитика**

### **2.1 Теория процесса**

Для растворения и сорбции драгоценных металлов из пульпы, после процесса автоклавного окисления, применяется процесс сорбционного выщелачивания на активированном угле CIL (Carbon In Leach). CIL – процесс сорбционного выщелачивания без предварительного цианирования продукта, т.е. пульпа не подвергается предварительной обработке цианидом натрия, а сразу направляется в аппарат сорбционного цианирования, за счет чего значительно сокращается время извлечения ценного компонента [4].

Для извлечения ценного компонента методом сорбционного выщелачивания используют каскад аппаратов в которых будет происходить взаимодействие. Так как диффузия частит для взаимодействия между породой и раствором является лимитирующей стадией процесса, для интенсификации взаимодействия используют агитаторы. Данные аппараты позволяют подводить дежевый окислитель в виде воздуха в раствор для интенсификации процесса. В каскад аппаратов поступает пульпа золотосодержащей руды. Направлена от первого аппарата к последнему. Противотоком в направлении пульпы в последний аппарат каскада направляется активированный уголь. По мере продвижения пульпы от первого к последнему аппарату концентрация золота в растворе уменьшается. Направленный противотоком уголь поступая в последний аппарат каскада имеет наибольшую сорбционную способность золота на своей поверхности. Это позволяет максимально полно провести процесс извлечения компонента из пульпы. По мере движения уголь насыщается золотом на своей поверхности. Наличие в аппарате перемешивающего устройства позволяет увеличить время взаимодействия частицы пульпы с углем для осаждения компонента [4].

После прохождения из каскада аппаратов обеззолоченная пульпа направляется в отвал. Разделение пульпы и угля насыщенного ценным

компонентом проводят на грохоте. Принцип работы данного аппарата основан на использовании решеток для разделения частиц по крупности на 2 и более фракции. Размер ячеек подбирается таким способом, чтобы измельченные твердые частицы пульпы проходили через ячейки грохота. При этом насыщенный уголь, имея большую крупность по сравнению с ячейками грохота разделялся с пульпой. [5].

Отделившийся насыщенный уголь направляется в последующие аппараты для десорбции золота с поверхности угля. Использование сорбентов в данном методе извлечения компонента из руды позволяет использовать его повторно. Необходимы некоторые манипуляции для восстановления активированной поверхности смолы и дальнейшего повторного использования в производстве. Термическая регенерация предназначена для повторной активации поверхности смолы. Также проводя ряд манипуляций можно проверить качество угля и при необходимости произвести корректировку объема методом полной или частичной замены [5]

### 2.1.1 Термодинамика процесса цианирования

Процесс цианирования золота происходит в присутствии кислорода в растворе. Данный процесс протекает по реакции [4]:

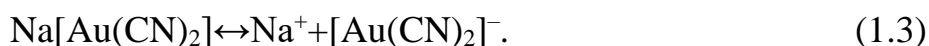


Окислительный потенциал золота в реакции (1.1) составляет  $E_{\text{Au}/\text{Au}^+}^0 = 1,7 \text{ В}$  [6]. При этом, окислители обладают более отрицательными потенциалами. Это не позволяет им окислить золото. Щелочная среда растворов цианидов позволяет провести реакцию окисления золота путем взаимодействия на частицы металла кислородом. В щелочной среде окислительный потенциал кислорода составляет  $E_{\text{O}_2/\text{OH}^-}^0 = 0,4 \text{ В}$  [6]. Являясь доступным реагентом, воздух используется в качестве доступного и дешевого реагента для окисления золота в щелочном растворе.

Согласно уравнению Нернста, потенциал золота в растворе собственной соли при 25 °С составляет:

$$E = 1,7 + 0,059 \lg a_{\text{Au}^+}. \quad (1.2)$$

При реакции согласно уравнению (1.1) в растворе образуется комплекс, который является нестабильным и легко диссоциирует на ионы. В ходе диссоциации золото остается в составе прочного анионного комплекса  $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$  [4].



Равновесие диссоциации этого комплекса записывается уравнением:



Обладая высокой константой устойчивости, равной  $\beta = 9,1 \cdot 10^{42}$ , цианистый ион, содержащий в своем составе золото, смещает равновесие иона в сторону образования  $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ .

Характеристика потенциала золота в растворе анионного комплекса получит вид:

$$E = -0,71 + 0,059 \lg (a_{[\text{Au}(\text{CN})_2]^-} / a_{\text{CN}^-}^2). \quad (1.5)$$

Константа равновесия реакций окисления и восстановления будет равна:

$$\lg K = \frac{(E_0^{\text{ок}} - E_0^{\text{в}}) \cdot nF}{2,3RT} = \frac{(+0,4 - (-0,71)) \cdot 2 \cdot 96500}{2,3 \cdot 8,31 \cdot 298} \approx 37,6. \quad (1.6)$$

Значение  $K = 3,9 \cdot 10^{37}$

Изменение изотермического потенциала реакции:

$$\Delta G_{298}^0 = -\Delta E^0 \cdot nF = -214,23 \text{ кДж}. \quad (1.8)$$

Собрав необходимые данные можно утверждать, что данная реакция протекает в сторону расхода исходных веществ. Реакция цианирования золота (1.1) проходит в прямом направлении и количественно в сторону растворения золота в растворе.

## 2.1.2 Кинетика процесса цианирования

Процесс цианирования протекает на границе раздела твердой и жидкой фазы и является гетерогенным процессом. Для непрерывного протекания данного процесса необходим непрерывный отвод продуктов реакции с границы раздела фаз и подвод реагентов. Взаимодействие золота с цианистым раствором протекает на границе раздела твердой и жидкой фаз. Для протекания процесса цианирования необходим постоянный подвод реагирующих веществ к границе фаз, и отвод продуктов реакции. Это является сложностью гетерогенного процесса. [7].

При растворении золота в растворе цианида, вокруг частиц золота находится слой, концентрация цианида в котором ниже, чем в объеме раствора. Возникающая разница в концентрации цианидионов вблизи поверхности приводит к диффузии ионов цианида и кислорода из раствора к поверхности золота. Образующиеся при растворении золота продукты реакции диффундируют в объеме раствора.

Процесс растворения состоит из следующих четырех стадий:

1. Абсорбция – растворение кислорода в цианистом растворе;
2. Перенос цианид-ионов и молекул кислорода из объема раствора к поверхности золота;
3. Химическая реакция на поверхности частиц золота;
4. Перенос ионов – растворимых продуктов реакции с поверхности металла в объем раствора.

Каждая из этих стадий характеризуется своей собственной скоростью. Любая из стадий в общем случае может оказаться самой медленной, которая и будет определять общую скорость процесса в целом.

Первая стадия заключается в поглощении раствором молекул газообразного кислорода, проходящей в тонкой приграничной пленке жидкости. Скорость растворения зависит от величины поверхности пленки и временем жизни. Для увеличения скорости процесса необходимо увеличение

удельной поверхности соприкосновения фаз приведение в контакт с воздухом всё новых слоев раствора.

Вторая стадия происходит вследствие конвективной диффузии, скорость которой зависит от величины поверхности раздела фаз, разницы концентраций в прилегающем слое и в объеме раствора, а также от коэффициента диффузии реагирующих веществ.

Скорость протекания третьей стадии зависит от величины поверхности, на которой совершается реакция, и концентрации реагентов в слое жидкости, непосредственно прилегающем к поверхности твердого тела.

Четвертая стадия носит диффузионный характер. При высоких концентрациях цианида в растворе, когда скорость диффузии ионов  $CN^-$  относительно велика, самой медленной стадией растворения золота является диффузия молекул растворенного кислорода в зоне реакции. При низких концентрациях ионов  $CN^-$  диффузия их протекает со скоростью меньшей, чем диффузия молекул растворенного кислорода, и скорость процесса цианирования в этом случае ограничивается скоростью подвода этих ионов к поверхности частиц золота [4].

В реальных условиях процесс растворения в цианистом растворе носит диффузионный характер. В связи с этим все факторы, ускоряющие диффузию, следует рассматривать как возможные пути интенсификации процесса цианирования. Скорость диффузии возрастает с повышением скорости перемешивания. Поэтому, используя интенсивное перемешивание, можно достичь значительного увеличения скорости растворения независимо от того, лимитируется процесс диффузией ионов  $CN^-$  или диффузией молекул растворенного кислорода [7].

### **2.1.3 Термодинамика процесса сорбции**

Несмотря на давнее и широкое использование углеродных материалов вопрос о механизме избирательного концентрирования благородных

металлов из растворов сложного состава остается спорным. Сорбционные свойства активированных углей могут быть обусловлены рядом причин [8].

Активированный уголь имея развитую поверхность способен к физической сорбции за счет ван-дер-ваальсовых сил. Поверхность твердого тела имеет множество дефектов структуры кристаллической решетки.. Энергетические центры, возникающие в местах нарушения стремятся уменьшить поверхностную энергию, в том числе с помощью физической сорбции.

Также возможен ионный обмен или комплексообразование с функциональными поверхностными группами, которые могут появиться на поверхности углей в силу следующих причин:

- в процессе активации углей;
- при контакте углей с атмосферными кислородом и влагой;
- при погружении углей в раствор;
- быть привиты.

Поверхностные кислородсодержащие группы могут обладать как кислотными, так и основными свойствами в зависимости от условий процесса активации. Кислотные поверхностные оксиды образуются при обработке угля кислородом при температуре 300-400 °С (рисунок 1) и обладают катионообменными свойствами. Они способны сорбировать щелочи и полярные вещества основного характера (аммиак, аминоксоединения, воду). При этом сорбция сводится к обмену атомов водорода поверхностных карбоксильных групп на катионы основания.

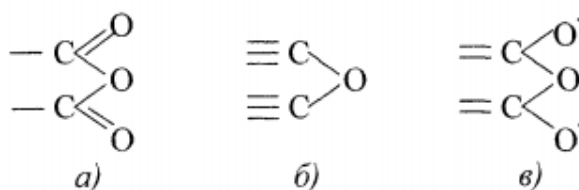


Рисунок 1 – Структурные формы поверхностных оксидов:

а – кислотный; б, в – основные

Поверхностные группы работают в зависимости от условий: в кислой среде происходит сорбция анионов, в щелочной и нейтральной - катионов. Благородные металлы, находящиеся в кислых растворах в виде комплексных анионов, способны сорбироваться на активированных углях по механизму анионного обмена. При увеличении количества кислородсодержащих поверхностных групп увеличиваются катионообменные свойства углеродных материалов.

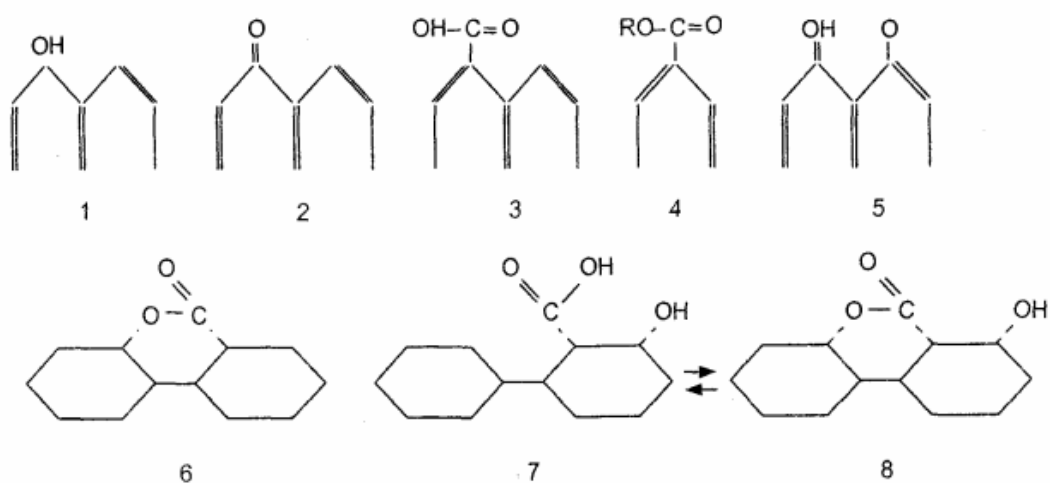


Рисунок 2 – Схема строения кислотных групп, образующихся на поверхности углеродных материалов

1 – гидроксильная; 2 – карбонильная; 3 – карбоксильная; 4 – эфирная;  
5 – энольная; 6-8 – различные типы лактонных группировок

Таким образом, из-за наличия поверхностных групп становится возможной химическая сорбция на поверхности углеродных материалов по механизму ионного обмена.

Также вероятно влияние электрохимических свойств углеродных материалов. Они образуют на поверхности двойной электрический слой (ДЭС) с помощью потенциалоопределяющих ионов.

Адсорбированный кислород прочно связан с матрицей

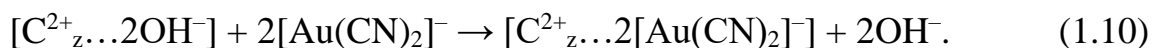


активированного угля и при соприкосновении с растворами переходит в раствор в виде гидроксильных ионов, тем самым заряжая поверхность угля положительно. Таким образом, в рамках теории Фрумкина при контакте с атмосферой и водным раствором активированный уголь может функционировать в качестве кислородного газового электрода:



где  $[C_z \dots O_{\text{адс}}]$  – поверхность угля, покрытая сорбированным кислородом;  
 $[C_z^{2+} \dots 2OH^-]$  – положительно заряженная поверхность активированного угля с ионами  $OH^-$  в наружной обкладке двойного электрического слоя.

В растворах золото присутствует в виде анионных комплексных ионов  $[Au(CN)_2]^-$  и при контакте на поверхности угля происходит ионообменная реакция по схеме



Также возможно электростатическое притяжение комплексных анионов благородных металлов положительно заряженной поверхностью углеродного материала.

На сорбцию имеет влияние и потенциал поверхности углеродного материала в водных растворах. При функционировании кислородного газового электрода поверхность углей заряжается положительно и покрывается слоем отрицательно заряженных гидроксильных анионов. Возникает двойной электрический слой, а, следовательно, и скачок потенциала на границе разноименно заряженных слоев. Его величина индивидуальна и зависит от ряда факторов (химического состава поверхности, pH раствора).

В случае, если потенциал углеродного материала, который он приобретает при формировании кислородного электрода, будет отрицательнее окислительно-восстановительного потенциала пары  $[Au(CN)_2]^-/Au^0$ , становится термодинамически возможным электрохимическое восстановление комплексных ионов золота на

поверхности угля:

$$\Delta G = -z \cdot F \cdot \Delta E < 0, \quad (1.11)$$

где  $\Delta G$  – энергия Гиббса, кДж/моль;

$z$  – количество электронов, принявших участие в реакции;

$F$  – число Фарадея;

$\Delta E$  – разность окислительно-восстановительных потенциалов.

Из уравнения (1.11) следует, что для получения отрицательного значения энергии Гиббса, разность потенциалов должна иметь положительную величину:

$$\Delta E = E_{\text{Au}(\text{CN})_2^- / \text{Au}^0} - E_{\text{AU}} > 0. \quad (1.12)$$

где  $E_{\text{Au}(\text{CN})_2^- / \text{Au}^0}$  – стандартный потенциал окислительно-восстановительной реакции;

$E_{\text{AU}}$  – потенциал поверхности активированного угля, который он приобретает при погружении в раствор.

В щелочной среде стандартный потенциал  $E_{\text{Au}(\text{CN})_2^- / \text{Au}^0} = -0,76$  В, а потенциал поверхности активированных углей колеблется в пределах от 0,2 до 0,3 В. Следовательно, потенциал цианистого комплекса золота более электроотрицательный чем потенциал поверхности активированного угля и самопроизвольное электрохимическое восстановление комплексных ионов золота на поверхности угля невозможно. Из этого можно сделать вывод, что потенциал углеродного материала не влияет на сорбцию золота на активированных углях, а процесс сорбции протекает в основном за счёт химической сорбции по механизму ионного обмена [8].

#### 2.1.4 Кинетика процесса сорбции

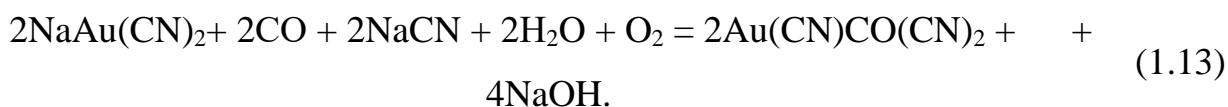
Процесс сорбции золота из цианистых растворов на активных центрах углеродного материала состоит из нескольких стадий:

- внешняя диффузия – перенос иона  $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$  из объема раствора

через границу пленки раствора, окружающей частицу активированного угля;

- внутренняя диффузия – перенос иона  $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$  с поверхности активированного угля из устья поры внутрь частицы сорбента;
- сорбция золотосодержащей частицы на активных центрах сорбента;
- поверхностная диффузия – перенос адсорбированных комплексных частиц золота вдоль стенок пор внутрь частицы активированного угля.

Стадия сорбции представляет собой химическую реакцию, которую можно записать в следующем виде:



В данной реакции скорость превосходит в порядки раз по сравнению с процессами проходящими в диффузных стадиях выщелачивания.

На первой стадии сорбции золото из раствора поглощается на поверхности активированного угля с большой скоростью, а сам процесс происходит во внешнедиффузионной области и описывается механизмом пленочной диффузии. Равновесие на этой стадии устанавливается довольно быстро – от 2 до 48 часов. Константа скорости сорбции иона  $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$  на активированном угле в данном случае соответствует внешнедиффузионному механизму переноса.

В ходе процесса сорбции реакция лимитируется стадией проходящей при диффузии внешнего слоя. Применение непрерывного перемешивание среды способствует увеличению скорости процесса диффузии [9].

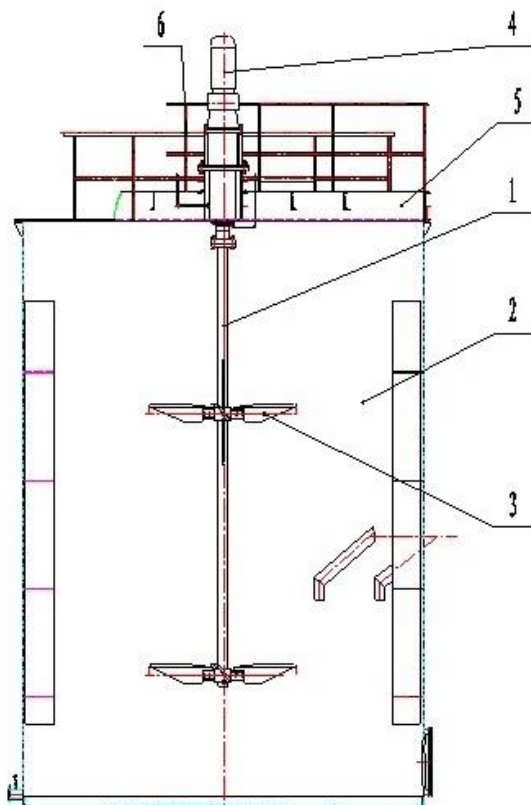
## 2.2 Аппаратурное оформление процесса

Для процесса сорбционного выщелачивания применяют два основных типа аппарата:

- с механическим перемешиванием;
- с пневматическим перемешиванием.

Аппарат с механическим перемешиванием представляет собой

агитатор (рисунок 3) с перемешивающим устройством, приводимым в движение с помощью электродвигателя. В качестве перемешивающего устройства обычно используют импеллерные или лопастные мешалки с лопастями, расположенными на валу под разными углами в несколько рядов, что связано с большими объёмами перерабатываемой пульпы.



1 – вал мешалки; 2 – ёмкость; 3 – мешалка; 4 – электродвигатель;  
5 – балка; 6 – перила.

Рисунок 3 – Агитатор сорбционного выщелачивания

В агитаторе сорбционного выщелачивания предусмотрен ввод кислорода воздуха через форсунки (рисунок 4) в нижней части аппарата. Кислород необходим для протекания процесса цианирования золотосодержащей руды, а также осуществляет дополнительное перемешивание пульпы.

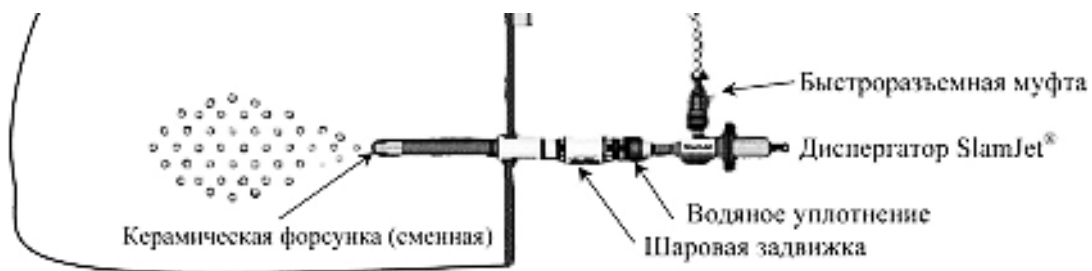


Рисунок 4 – Система аэрации агитатора

Для разделения сорбента от пульпы применяют межстадиционные погружные грохоты (рисунок 5).

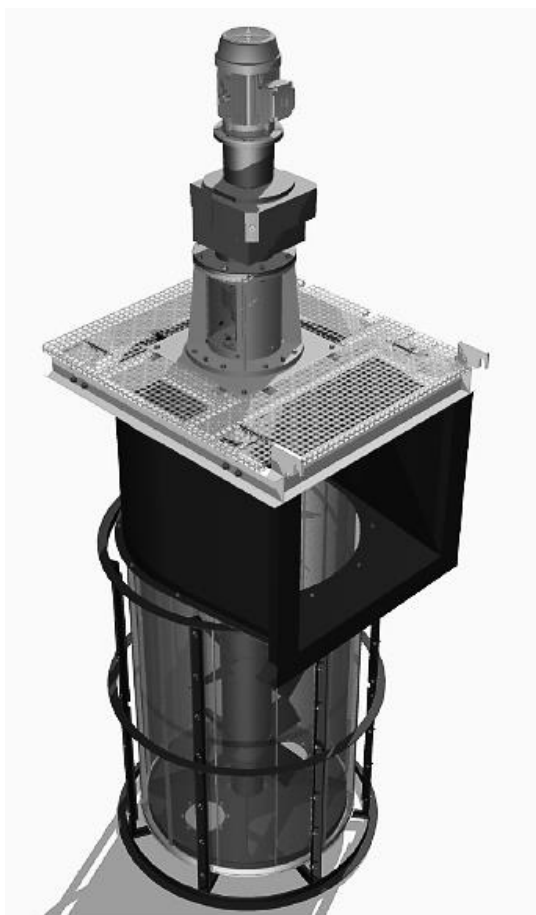


Рисунок 5 – Погружной грохот

Грохот состоит из цилиндрической щелевой корзины, которая прикрепляется к нижней части спиральной камеры. Также там располагается механический привод щелевой корзины и разгрузочный желоб. В периферийной области грохота вращается клеть с лопастями. Вращающаяся

клеть создает пульсацию и очищение периферийной области грохота. Вал привода клетки находится внутри неподвижной трубы, верхняя часть которой находится выше рабочего уровня пульпы. Эта труба называется гидравлическим уплотнением, которое не позволяет пульпе и углю проходить в обход грохота и является эффективным средством изоляции, не имеющим каких-либо вращающихся частей. Гидравлическое уплотнение прикреплено к днищу грохота с помощью основания гидравлического уплотнения. Вокруг неподвижного гидравлического уплотнения имеется пустотелый (наружный) вал, прикрепленный к приводному валу над верхней частью гидравлического уплотнения. Этот пустотелый вал вращается вместе с главным приводным валом, к которому прикреплена турбина с наклонными лопастями, которая обеспечивает перемешивание внутри корзины грохота. Лопасти турбины РВТ в свою очередь создают движение пульпы вверх внутри грохота, таким образом, обеспечивается взвешенное состояние пульпы. Это также помогает предотвращать засорение щелей.

К аппаратам с пневматическим перемешиванием относятся пачуки сорбционного выщелачивания (рисунок 6).

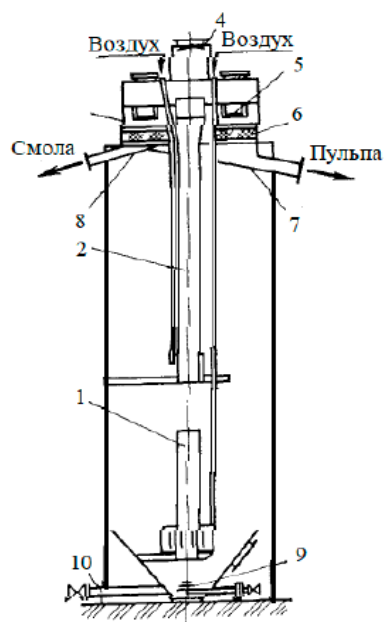


Рисунок 6 – Пачук сорбционного выщелачивания

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 [4].

### **2.3 Разработка и описание аппаратурно-технологической схемы**

Технологическая цепь аппаратов цеха сорбционного выщелачивания (СЦ) представлена в графическом материале, соответственно агитаторы (поз. 2-1–2-8), линейные грохоты (поз. 1, 6), погружные насосы (поз. 3-1 – 3-8) и погружные грохоты (поз. 4-1 – 4-8).

Подготовленная к выщелачиванию пульпа из цеха нейтрализации пульпы при рН=10,5 самотёком поступает на линейный грохот (поз. 1), на котором происходит очистка пульпы от щепы и крупного мусора, однородная пульпа самотёком поступает в первый агитатор (поз. 2-1) каскада сорбционного цианирования. Каскад сорбционного выщелачивания состоит из восьми емкостей, оборудованных мешалками, насосами и грохотами для

предотвращения проскока угля в следующую емкость каскада. Все емкости оборудованы системами аэрации для подачи кислорода воздуха. Процесс сорбционного выщелачивания производится в течение 24 ч.

Пульпа из первой емкости цианирования самотеком перетекает в последующие емкости, благодаря их каскадному расположению. Емкости соединены таким образом, что при выводе из эксплуатации одной из емкостей, имеется возможность направить пульпу в емкость, расположенную ниже по каскаду, минуя выведенную из работы.

Цианирование происходит при барботаже воздуха, подаваемого через аэраторы в нижнюю часть каждой емкости цианирования. Поддержание требуемой концентрации цианида натрия производится подачей 40 % раствора цианида натрия в первую емкость цианирования. Предусмотрена возможность подачи NaCN во вторую и в третью емкости.

Активированный уголь из емкости (поз. 5) поступает в последнюю емкость каскада и с помощью вертикальных погружных насосов (поз. 3-1 – 3-8) перекачивается вверх по каскаду противотоком пульпе. Погружные грохоты (поз. 4-1 – 4-8), размещенные в каждой емкости цианирования, препятствуют самопроизвольному перемещению угля вниз по каскаду.

Из первой емкости каскада насыщенный золотом уголь вместе с пульпой подается на линейный вибрационный грохот (поз. 6). На грохоте уголь отделяется от пульпы, промывается водой, при этом пульпа и промывная вода возвращаются в емкость (поз. 2-4), а уголь поступает на участок кислотной промывки угля. Хвостовая пульпа из последней емкости цианирования (поз. 2-8) направляется на участок фильтрации.

## **2.4 Расчёт материального баланса технологической схемы**

Материальный баланс – соотношение количеств веществ, введенных и полученных в химико-технологическом процессе. Он составляется по уравнению основной суммарной реакции. Так же учитываются все побочные



реакции. Материальный баланс базируется на законе сохранения массы. Материальный баланс составляют в расчете на единицу сырья или продукции, или для одного аппарата в единицу времени [24].

Закон сохранения масс веществ подразумевает что общая масса поступивших в производство материалов равняется массе выходящих материалов. Суммарная масса вводимых в реактор веществ должна быть равна сумме расхода, вне зависимости от протекающих процессов в реакторе.

Расчеты технологических процессов, в результате которых происходит химическое изменение веществ, основаны на стехиометрических законах: законе постоянства состава (любое вещество, какими бы способами его не получали, имеет вполне определенный состав) и законе кратных отношений (при образовании какого-либо простого или сложного вещества элементы в молекулу последнего входят в количествах, равных или кратных их атомному весу).

Материальный расчет технологических процессов сводится к определению материальных потоков и составлению материального баланса.

$$\sum G_{i \text{ исх.}} = \sum G_{j \text{ прод.}} \quad (2.1)$$

где  $\sum G_{i \text{ исх.}}$  – количество реагентов, поступающих в аппарат за единицу времени, т/г.;

$\sum G_{j \text{ прод.}}$  – количество продуктов, удаляемых из аппарата за единицу времени, т/г. [24].

Исходные данные: производительность 100 м<sup>3</sup>/ч по исходной пульпе, содержание твёрдого в пульпе 30 %, остаточное содержание золота в последнем аппарате 0,01 мг/л (в растворе), степень выщелачивания золота из твердого 95 %. На основании исходных данных и данных о составе золотосодержащей руды (таблица 1.1) составим материальный баланс.

Таблица 2.1 – Состав концентрата

Элемент	Au, г/т	Ag, г/т	Fe, г/т	S, г/т	As, г/т	SiO <sub>2</sub> , г/т	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , г/т	C <sub>общ</sub> , г/т	C <sub>орг</sub> , г/т
Содержание	65,0	15,7	220000	172000	4,3	343000	1230000	14000	10000

Значения плотности компонентов руды приведены в таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Плотность компонентов руды

Вещество	Физическая величина	Значение
Концентрат	$\rho$ , кг/м <sup>3</sup>	3250
SiO <sub>2</sub>	$\rho$ , кг/м <sup>3</sup>	2650
Au	$\rho$ , кг/м <sup>3</sup>	19300
Ag	$\rho$ , кг/м <sup>3</sup>	10500
Fe	$\rho$ , кг/м <sup>3</sup>	7874
S	$\rho$ , кг/м <sup>3</sup>	2070
As	$\rho$ , кг/м <sup>3</sup>	5730
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	$\rho$ , кг/м <sup>3</sup>	3990

Плотность пульпы может быть рассчитана по следующей формуле:

$$\rho = \frac{100}{\left(\frac{(100-C)}{\rho_{ж}} + \frac{C}{\rho_{к}}\right)}, \quad (2.2)$$

где:  $\rho_{ж}$  – плотность жидкой части пульпы, кг/м<sup>3</sup> (плотность воды);

$\rho_{к}$  - плотность концентрата, кг/м<sup>3</sup>;

C – содержание твердого в пульпе, % масс.

Подставляя имеющиеся данные, вычислим плотность пульпы:

$$\rho = \frac{100}{\left(\frac{(100-30)}{1000} + \frac{30}{3250}\right)} = 1262,14 \text{ кг/м}^3.$$

Переведем объемный расход в массовый расход с учетом данного значения плотности исходной пульпы:

$$G = V_0 \cdot \rho = 100 \frac{\text{м}^3}{\text{ч}} \cdot 1262,14 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3} = 126214 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}. \quad (2.3)$$

Выразим массовый расход руды:

$$G_p = C \cdot G = 0,3 \cdot 151456,8 \frac{\text{кг}}{\text{ч}} = 37864,2 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}. \quad (2.4)$$

Выразим массовый расход воды:

$$G_{H_2O} = G - G_p = 151456,8 \frac{\text{кг}}{\text{ч}} - 45437,04 \frac{\text{кг}}{\text{ч}} = 88\,349,8 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}. \quad (2.5)$$

Выразим массовый расход золота:

$$G_{Au} = C_{Au} \cdot G_p = 0,065 \frac{\text{кг}}{\text{т}} \cdot 45,437 \frac{\text{т}}{\text{ч}} = 2,461 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}. \quad (2.6)$$

Выразим массовый расход серебра:

$$G_{Ag} = C_{Ag} \cdot G_p = 0,0157 \frac{\text{кг}}{\text{т}} \cdot 45,437 \frac{\text{т}}{\text{ч}} = 0,594 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}. \quad (2.7)$$

Выразим массовый расход железа:

$$G_{Fe} = C_{Fe} \cdot G_p = 0,22 \cdot 45437,04 \frac{\text{кг}}{\text{ч}} = 8330,1 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}. \quad (2.8)$$

Выразим массовый расход серы:

$$G_S = C_S \cdot G_p = 0,172 \cdot 45437,04 \frac{\text{кг}}{\text{ч}} = 6512,64 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}. \quad (2.9)$$

Выразим массовый расход мышьяка:

$$G_{As} = C_{As} \cdot G_p = 0,043 \cdot 45437,04 \frac{\text{кг}}{\text{ч}} = 1628,16 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}. \quad (2.10)$$

Выразим массовый расход диоксида кремния:

$$G_{SiO_2} = C_{SiO_2} \cdot G_p = 0,343 \cdot 45437,04 \frac{\text{кг}}{\text{ч}} = 12987,42 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}. \quad (2.11)$$

Выразим массовый расход оксида алюминия:

$$G_{Al_2O_3} = C_{Al_2O_3} \cdot G_p = 0,123 \cdot 45437,04 \frac{\text{кг}}{\text{ч}} = 4657,3 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}. \quad (2.12)$$

Выразим массовый расход углерода:

$$G_C = C_C \cdot G_p = 0,014 \cdot 45437,04 \frac{\text{кг}}{\text{ч}} = 530,1 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}. \quad (2.13)$$

#### 2.4.1 Расчёт материального баланса процесса цианирования

В результате процесса цианирования вещества, содержащиеся в руде, взаимодействуют с цианидом натрия и переходят в раствор с учетом степени выщелачивания. Данные по степеням выщелачивания компонентов содержатся в таблице 1.4. Молекулярные массы веществ, участвующих в процессе приведены в таблице 1.5.

Таблица 2.3 – Степень выщелачивания компонентов

Компонент	Au	Ag	Fe	S	SiO <sub>2</sub>	As	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	C
Степень выщелачивания α, %	95	90	3	2	0	0	0	0

Таблица 2.4 – Молекулярные массы веществ

Вещество	М, г/моль
Au	197
Ag	108
Fe	56
S	32
SiO <sub>2</sub>	60
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	102
As	75
C	12
O <sub>2</sub>	32
H <sub>2</sub> O	18
NaCN	49
Na[Au(CN) <sub>2</sub> ]	272
Na[Ag(CN) <sub>2</sub> ]	183
Na <sub>4</sub> [Fe(CN) <sub>6</sub> ]	304
NaSCN	81
NaOH	40

В процессе цианирования концентрата протекают следующие химические реакции:



Вычислим расход компонентов руды с учетом степеней выщелачивания:

$$m_{\text{вещ}} = G_{\text{вещ}} \cdot \alpha_{\text{вещ}}. \quad (2.22)$$

$$m_{\text{Au}} = G_{\text{Au}} \cdot \alpha_{\text{Au}} = 2,953 \cdot 0,95 = 2,338 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}; \quad (2.23)$$

$$m_{\text{Ag}} = G_{\text{Ag}} \cdot \alpha_{\text{Ag}} = 0,713 \cdot 0,9 = 0,535 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}; \quad (2.24)$$

$$m_{\text{Fe}} = G_{\text{Fe}} \cdot \alpha_{\text{Fe}} = 9996,15 \cdot 0,03 = 249,903 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}; \quad (2.25)$$

$$m_{\text{S}} = G_{\text{S}} \cdot \alpha_{\text{S}} = 7815,17 \cdot 0,02 = 130,25 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}. \quad (2.26)$$

По реакции (2.14) рассчитываем количества исходных реагентов и продуктов реакции:

$$m_{\text{NaCN}} = \frac{m_{\text{Au}} \cdot M_{\text{NaCN}} \cdot 8}{4 \cdot M_{\text{Au}}} = \frac{2,776 \cdot 49 \cdot 8}{4 \cdot 197} = 1,163 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}; \quad (2.27)$$

$$m_{\text{H}_2\text{O}} = \frac{m_{\text{Au}} \cdot M_{\text{H}_2\text{O}} \cdot 2}{4 \cdot M_{\text{Au}}} = \frac{2,776 \cdot 18 \cdot 2}{4 \cdot 197} = 0,107 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}; \quad (2.28)$$

$$m_{\text{O}_2} = \frac{m_{\text{Au}} \cdot M_{\text{O}_2}}{4 \cdot M_{\text{Au}}} = \frac{2,776 \cdot 32}{4 \cdot 197} = 0,095 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}; \quad (2.29)$$

$$m_{\text{Na[Au(CN)}_2]} = \frac{m_{\text{Au}} \cdot M_{\text{Na[Au(CN)}_2]}}{M_{\text{Au}}} = \frac{2,776 \cdot 272}{197} = 3,228 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}; \quad (2.30)$$

$$m_{\text{NaOH}} = \frac{m_{\text{Au}} \cdot M_{\text{NaOH}}}{M_{\text{Au}}} = \frac{2,776 \cdot 40}{197} = 0,475 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}. \quad (2.31)$$

По реакции (2.15) рассчитываем количества исходных реагентов и продуктов реакции:

$$m_{\text{NaCN}} = \frac{m_{\text{Ag}} \cdot M_{\text{NaCN}} \cdot 8}{4 \cdot M_{\text{Ag}}} = \frac{0,642 \cdot 49 \cdot 8}{4 \cdot 108} = 0,539 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}; \quad (2.32)$$

$$m_{\text{H}_2\text{O}} = \frac{m_{\text{Ag}} \cdot M_{\text{H}_2\text{O}} \cdot 2}{4 \cdot M_{\text{Ag}}} = \frac{0,642 \cdot 18 \cdot 2}{4 \cdot 108} = 0,05 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}; \quad (2.33)$$

$$m_{\text{O}_2} = \frac{m_{\text{Ag}} \cdot M_{\text{O}_2}}{4 \cdot M_{\text{Ag}}} = \frac{0,642 \cdot 32}{4 \cdot 108} = 0,044 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}; \quad (2.34)$$

$$m_{\text{Na[Ag(CN)}_2]} = \frac{m_{\text{Ag}} \cdot M_{\text{Na[Ag(CN)}_2]}}{M_{\text{Ag}}} = \frac{0,642 \cdot 183}{108} = 0,099 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}; \quad (2.35)$$

$$m_{\text{NaOH}} = \frac{m_{\text{Ag}} \cdot M_{\text{NaOH}}}{M_{\text{Ag}}} = \frac{0,642 \cdot 40}{108} = 0,22 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}. \quad (2.36)$$

По реакции (2.16) рассчитываем количества исходных реагентов и продуктов реакции:

$$m_{\text{NaCN}} = \frac{m_{\text{Fe}} \cdot M_{\text{NaCN}} \cdot 6}{M_{\text{Fe}}} = \frac{299,885 \cdot 49 \cdot 6}{56} = 1311,99 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}; \quad (2.37)$$

$$m_{\text{H}_2\text{O}} = \frac{m_{\text{Fe}} \cdot M_{\text{H}_2\text{O}}}{M_{\text{Fe}}} = \frac{299,885 \cdot 18}{56} = 80,33 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}; \quad (2.38)$$

$$m_{\text{O}_2} = \frac{m_{\text{Fe}} \cdot M_{\text{O}_2} \cdot 0,5}{M_{\text{Fe}}} = \frac{299,885 \cdot 32 \cdot 0,5}{56} = 71,4 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}; \quad (2.39)$$

$$m_{\text{Na}_4[\text{Fe}(\text{CN})_2]} = \frac{m_{\text{Fe}} \cdot M_{\text{Na}_4[\text{Fe}(\text{CN})_2]}}{M_{\text{Fe}}} = \frac{299,885 \cdot 304}{56} = 1356,62 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}; \quad (2.40)$$

$$m_{\text{NaOH}} = \frac{m_{\text{Fe}} \cdot M_{\text{NaOH}} \cdot 2}{M_{\text{Fe}}} = \frac{299,885 \cdot 40 \cdot 2}{56} = 357 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}. \quad (2.41)$$

По реакции (2.17) рассчитываем количества исходных реагентов и продуктов реакции:

$$m_{\text{NaCN}} = \frac{m_{\text{S}} \cdot M_{\text{NaCN}}}{M_{\text{S}}} = \frac{156,303 \cdot 49}{32} = 199,45 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}; \quad (2.42)$$

$$m_{\text{NaSCN}} = \frac{m_{\text{S}} \cdot M_{\text{NaSCN}}}{M_{\text{S}}} = \frac{156,303 \cdot 81}{32} = 329,7 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}. \quad (2.43)$$

Общий массовый расход 40 %-ного раствора цианида натрия составляет:

$$m_{\text{NaCN(общ)}} = 1,163 + 0,539 + 1311,99 + 199,45 = 1513,142 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}.$$

Так как цианид натрия для процесса необходим в избытке, то добавляем 10% от полученного количества.

$$m_{\text{NaCN(изб)}} = 1513,142 \cdot 0,1 = 151,3142 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}.$$

Массовый расход воды, находящейся в растворе цианида натрия:

$$m_{\text{H}_2\text{O (р-ра)}} = \frac{(m_{\text{NaCN(общ)}} + m_{\text{NaCN(изб)}}) \cdot 60}{40} = \frac{(1815,697 + 181,570) \cdot 60}{40} = 2496,68 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}. \quad (2.44)$$

Общий массовый расход воды составляет:

$$m_{\text{H}_2\text{O (общ)}} = G_{\text{H}_2\text{O}} + m_{\text{H}_2\text{O (р-ра)}} + m_{\text{H}_2\text{O (реакций)}} = 109112,231 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}. \quad (2.45)$$

Материальный баланс процесса цианирования пульпы концентрата представлен в таблице 2.5.

Таблица 2.5 – Материальный баланс процесса цианирования

Приход				Расход		
№	Статья	m <sub>i</sub> , кг/час	%	Статья	m <sub>i</sub> , кг/час	%
1	Твёрдая фаза	34648,775	23,81	Твёрдая фаза	34265,769	23,53
	Au	2,461	0,00	Au	0,123	0,00
	Ag	0,594	0,00	Ag	0,059	0,00
	Fe	8330,1	5,72	Fe	8080,197	5,55
	S	6512,64	4,47	S	6382,41	4,38
	As	1628,16	1,11	As	1628,16	1,11
	SiO <sub>2</sub>	12987,42	8,92	SiO <sub>2</sub>	12987,42	8,92
	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4657,3	3,20	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4657,3	3,19
	C	530,1	0,36	C	530,1	0,36
2	Жидка фаза	110776,687	76,13	Жидка фаза	111310,892	76,46
	NaCN	1513,142	1,04	Na[Au(CN) <sub>2</sub> ]	3,228	0,00
	NaCN(изб)	151,3142	0,10	Na[Ag(CN) <sub>2</sub> ]	0,099	0,00
	H <sub>2</sub> O	109112,231	74,99	Na <sub>4</sub> [Fe(CN) <sub>6</sub> ]	1356,62	0,93
	-	-	-	NaSCN	329,7	0,22
	-	-	-	NaOH	357,7	0,24
	-	-	-	NaCN(изб)	151,3142	0,10
	-	-	-	H <sub>2</sub> O	109112,231	74,95
3	Газообразная фаза	71,539	0,04	-	-	-
	O <sub>2</sub>	71,539	0,04	-	-	-
	Итого	145497,001	100,0	Итого	145497,001	100,0

#### 2.4.2 Расчёт материального баланса процесса сорбции

Сорбция является главной операцией технологического процесса. В качестве сорбента используется активированный уголь марки WSC 207C GR.

Степени сорбции компонентов руды представлены в таблице 2.6

Таблица 2.6 – Степени сорбции компонентов руды

Компонент руды	Au	Ag	Fe	SCN <sup>-</sup>
Степень сорбции λ, %	99	99	0,1	0,5

Емкость активированного угля марки WSC 207C GR составляет 10 г/кг. Остаточная емкость угля данной марки по золоту составляет 0,2 г/кг.

Количество активированного угля в потоке определяется по формуле:

$$q_n = \frac{W \cdot (C_{\text{нач}} - C_{\text{кон}}) + m_{\text{обор}}}{A_{\text{нас}} - A_{\text{рег}}}, \quad (2.46)$$

где  $W$  – производительность по пульпе, м<sup>3</sup>/час;

$C_{\text{нач}}$  – содержание золота в пульпе до процесса сорбции, г/м<sup>3</sup>;

$C_{\text{кон}}$  – остаточное содержание золота в пульпе после сорбции, г/м<sup>3</sup>;

$A_{\text{нас}}$  – емкость насыщенного угля по золоту, г/кг;

$A_{\text{рег}}$  – остаточная емкость угля после регенерации, г/кг;

$m_{\text{обор}}$  – содержание золота в оборотном растворе, г.

Начальное содержание золота в пульпе:

$$C_{\text{нач}} = \frac{G_{\text{Au}}}{W} = \frac{2953}{100} = 29,53 \frac{\text{г}}{\text{м}^3}. \quad (2.47)$$

Тогда количество активированного угля в потоке:

$$q_n = \frac{100 \cdot (29,53 - 0,01) + 177}{10 - 0,2} = 316,7 = 269,08 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}. \quad (2.48)$$

Процесс сорбции можно представить в виде ионообменных реакций протекающих на поверхности активированного угля:



В процессе на активированном угле сорбируется анионная часть комплекса, сделаем пересчет по формуле:

$$m_{\text{аниона}} = \frac{m_{\text{вещ-ва}} \cdot M_{\text{аниона}}}{M_{\text{вещ-ва}}}, \quad (2.53)$$

где  $m_{\text{вещ-ва}}$  – массовый расход вещества, кг/ч;

$m_{\text{аниона}}$  – массовый расход аниона, кг/ч;

$M_{\text{аниона}}$  – молярная масса аниона, г/моль;

$M_{\text{вещ-ва}}$  – молярная масса вещества, г/моль.

$$m_{[\text{Au}(\text{CN})_2]^-} = \frac{m_{\text{Na}[\text{Au}(\text{CN})_2]} \cdot M_{[\text{Au}(\text{CN})_2]^-}}{M_{\text{Na}[\text{Au}(\text{CN})_2]}} \cdot \lambda = \frac{3,228 \cdot 249}{272} \cdot 0,99 = 2,92 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}; \quad (2.54)$$

$$m_{[\text{Ag}(\text{CN})_2]^-} = \frac{m_{\text{Na}[\text{Ag}(\text{CN})_2]} \cdot M_{[\text{Ag}(\text{CN})_2]^-}}{M_{\text{Na}[\text{Ag}(\text{CN})_2]}} \cdot \lambda = \frac{0,099 \cdot 160}{183} \cdot 0,99 = 0,086 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}; \quad (2.55)$$



$$m_{[\text{Fe}(\text{CN})_6]^{4-}} = \frac{m_{\text{Na}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]} \cdot M_{[\text{Fe}(\text{CN})_6]^{4-}}}{M_{\text{Na}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]}} \cdot \lambda = \frac{1356,62 \cdot 212}{304} \cdot 0,001 = 0,94 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}; \quad (2.56)$$

$$m_{\text{SCN}^-} = \frac{m_{\text{NaSCN}} \cdot M_{\text{SCN}^-}}{M_{\text{NaSCN}}} \cdot \lambda = \frac{329,7 \cdot 58}{81} \cdot 0,005 = 1,18 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}. \quad (2.57)$$

По реакции (2.49) вычислим количество получаемого гидроксида натрия и участвующих в реакции  $\text{OH}^-$  ионов:

$$m_{\text{OH}^-} = \frac{m_{\text{Na}[\text{Au}(\text{CN})_2]} \cdot M_{\text{OH}^-}}{M_{\text{Na}[\text{Au}(\text{CN})_2]}} \cdot \lambda = \frac{3,228 \cdot 17}{272} \cdot 0,99 = 0,2 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}; \quad (2.58)$$

$$m_{\text{NaOH}} = \frac{m_{\text{Na}[\text{Au}(\text{CN})_2]} \cdot M_{\text{NaOH}}}{M_{\text{Na}[\text{Au}(\text{CN})_2]}} \cdot \lambda = \frac{3,228 \cdot 40}{272} \cdot 0,99 = 0,47 \frac{\text{кг}}{\text{ч}}. \quad (2.59)$$

Аналогичные расчеты количеств гидроксида натрия и  $\text{OH}^-$  ионов рассчитываем по реакциям (2.50)-(2.52).

Материальный баланс процесса сорбции на активированном угле WSC 207C GR представлен в таблице 2.7.

Таблица 2.7 – Материальный баланс процесса сорбции

Приход				Расход		
№	Статья	$m_i$ , кг/час	%	Статья	$m_i$ , кг/час	%
1	Твёрдая фаза	269,71	13,765	Твёрдая фаза	274,206	14,088
	Уголь WSC 207C GR	269,08	13,733	Насыщенный уголь WSC 207C GR	269,08	13,825
	$\text{OH}^-$	0,63	0,032	$[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$	2,92	0,15
				$[\text{Ag}(\text{CN})_2]^-$	0,086	0,004
				$[\text{Fe}(\text{CN})_6]^{4-}$	0,94	0,048
				$\text{SCN}^-$	1,18	0,061
2	Жидкая фаза	1689,647	86,235	Жидкая фаза	1672,16	85,912
	$\text{Na}[\text{Au}(\text{CN})_2]$	3,228	0,165	$\text{Na}[\text{Au}(\text{CN})_2]$	0,032	0,002
	$\text{Na}[\text{Ag}(\text{CN})_2]$	0,099	0,005	$\text{Na}[\text{Ag}(\text{CN})_2]$	0,001	0
	$\text{Na}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]$	1356,62	69,238	$\text{Na}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]$	1343,1	69,006
	$\text{NaSCN}$	329,7	16,827	$\text{NaSCN}$	326,4	16,770
				$\text{NaOH}$	2,627	0,135
	Итого	1959,357	100	Итого	1946,366	100

Был рассчитан материальный баланс стадий процесса сорбционного цианирования золотосодержащей руды. По данным материального баланса ведется расчет оборудования технологического процесса.

## 2.5 Расчёт теплового баланса технологической схемы

В химической технологии уравнение теплового баланса используется для расчета температурного поля. Процесс сорбционного цианирования золотосодержащей руды ведется при комнатной температуре и не требует дополнительного подвода или отвода тепла. Нагревание больших объемов пульпы значительно повышает стоимость гидрометаллургического передела золотосодержащей руды, что делает проведение процесса при повышенных температурах экономически нецелесообразным.

Процесс сорбционного цианирования происходит при выделении тепла, но так как взаимодействует лишь небольшая часть веществ, то тепла, выделяемого в результате химических взаимодействий, недостаточно для нагревания больших объемов пульпы. Выделяемое тепло рассеивается по всему объему аппарата. Следовательно, тепловой расчет процесса не производится.

## 2.6 Расчет основного аппарата

### 2.6.1 Расчет геометрии и габаритов основного аппарата

Определяем общий рабочий объем аппаратов сорбционного цианирования [29]:

$$V_{\text{сум}} = G_{\text{пульпы}} \cdot \tau_{\text{сорб}}, \quad (2.60)$$

где  $V_{\text{сум}}$  – общий рабочий объем аппаратов,  $\text{м}^3$ ;

$G_{\text{пульпы}}$  – расход пульпы,  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;

$\tau_{\text{сорб}}$  – продолжительность сорбционного цианирования, равная 24 ч.

$$V_{\text{сум}} = 100 \cdot 24 = 2400 \text{ м}^3.$$

С учетом заполнения агитаторов пульпой на 85 % рассчитаем полный общий объем по формуле:

$$V_{\text{полн}} = \frac{V_{\text{сум}}}{0,85}, \quad (2.61)$$

$$V_{\text{полн}} = \frac{2400}{0,85} = 2040 \text{ м}^3.$$

Число аппаратов в каскаде сорбции:

$$N_{\text{сорбц}} = \frac{\lg(C_{\text{н}}/C_{\text{к}})}{\lg(m)}, \quad (2.62)$$

где  $C_{\text{н}}$  – начальная концентрация золота в пульпе, мг/л;

$C_{\text{к}}$  – конечная концентрация золота в пульпе, мг/л;

$m$  – коэффициент снижения содержания золота в пульпе.

$$N_{\text{сорбц}} = \frac{\lg(24,4/0,01)}{\lg(2,5)} = 8,11.$$

В каскаде сорбционного цианирования 8 аппаратов, находим полный объем одного аппарата:

$$V_1 = \frac{V_{\text{полн}}}{N}, \quad (2.63)$$

где  $V_1$  – полный объем одного аппарата сорбции, м<sup>3</sup>;

$N$  – количество аппаратов сорбции, равное 8 шт.

$$V_1 = \frac{2823,53}{8} = 352,9 \text{ м}^3. \quad (2.64)$$

Согласно [29], объем одного аппарата принимается равным 450 м<sup>3</sup>.

Вычислим диаметр аппарата по формуле:

$$V = H \cdot \frac{\pi \cdot D^2}{4}. \quad (2.65)$$

Учитывая, что для аппаратов с мешалкой применимо соотношение:

$$H = (1,0 \dots 1,5) \cdot D, \quad (2.66)$$

то диаметр аппарата при  $H=1,2 \cdot D$  равен:

$$D = \sqrt[3]{\frac{4 \cdot V}{1,2 \cdot \pi}} = \sqrt[3]{\frac{4 \cdot 450}{1,2 \cdot 3,14}} = 7,82 \text{ м}. \quad (2.67)$$

Принимаем  $D=8$  м. Тогда высота аппарата:

$$H = 1,2 \cdot D = 1,2 \cdot 8 = 9,6 \text{ м}. \quad (2.68)$$

Принимаем  $H=10$  м.

## 2.6.2 Механический расчёт основного аппарата

В соответствии с таблицей 1.9 [19] для процесса цианирования подбирается материал аппарата. Сталь марки 08X13 является стойкой для использования в цианистых растворах. Современное название данной марки стали является. Механические свойства стали приведены в таблице 2.8.

Таблица 2.8 – Механические свойства стали 08X13

Марка стали	Температура, °С	Предел прочности $\sigma_B$	Предел текучести $\sigma_T$	Относительное удлинение $\delta_B, \%$	Ударная вязкость $a_n, \text{МДж/м}^2$
		МПа			
08X13	35	470	280	28,0	3,6

### Расчет цилиндрической обечайки

Определим давление в нижней части обечайки:

$$P = \rho_{\text{п}} \cdot g \cdot H_p = 1262,14 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3} \cdot 9,81 \frac{\text{м}}{\text{с}^2} \cdot 10 \text{ м} = 0,12 \text{ МПа.} \quad (2.69)$$

Определим номинальное допускаемое напряжение по формуле, взятой из таблицы 14.5 [30].

$$\sigma_{\text{д}}^* = \frac{\sigma_B}{n_B}, \quad (2.70)$$

где  $\sigma_B$  – предел прочности, МПа;

$n_B$  – запас прочности.

По таблице 14.6 [12] определяем запас прочности  $n_B=2,6$ .

$$\sigma_{\text{д}}^* = \frac{470}{2,6} = 180,8 \text{ МПа.} \quad (2.71)$$

Определим допускаемое напряжение:

$$\sigma_{\text{д}} = \eta \cdot \sigma_{\text{д}}^*. \quad (2.72)$$

где  $\eta$  – поправочный коэффициент, учитывающий условия эксплуатации аппарата.

Поправочный коэффициент  $\eta=0,9-1,0$ , принимаем  $\eta=0,9$ . Тогда:

$$\sigma_{\text{д}} = 0,9 \cdot 180,8 = 162,7 \text{ МПа.}$$

Определим отношение определяющих параметров  $\sigma_{\text{д}}$  и  $P$  с учетом

коэффициента прочности  $\varphi$ . По таблице 14.7 [19] определяем коэффициент прочности  $\varphi=0,95$ .

$$\frac{\sigma_d}{P} \cdot \varphi = \frac{162,7}{0,12} \cdot 0,95 = 1324 > 25. \quad (2.73)$$

Исходя из уравнения (2.72) по таблице 15.6 [19] находим формулу для расчета номинальной толщины стенки:

$$S' = \frac{D \cdot P}{2 \cdot \sigma_d \cdot \varphi} = \frac{8000 \cdot 0,12}{2 \cdot 162,7 \cdot 0,95} = 3,1 \text{ мм}. \quad (2.74)$$

Определим толщину стенки:

$$S = S' + C; \quad (2.75)$$

$$C = C_k + C_b + C_d + C_0. \quad (2.76)$$

где  $C_k$  – прибавка на коррозию, мм;

$C_b$  – прибавка на эрозию, мм;

$C_d$  – технологическая прибавка, мм;

$C_0$  – прибавка на округление размера, мм.

$$S = 3,1 + 4 + 1 + 4 + 1,9 = 14 \text{ мм}.$$

Определим допускаемое давление в обечайке:

$$P_d = \frac{2 \cdot \sigma_d \cdot \varphi \cdot (S - C_k)}{D + (S - C_k)} = \frac{2 \cdot 162,7 \cdot 0,95 \cdot (14 - 4)}{8000 + (14 - 4)} = 0,39 \text{ МПа}. \quad (2.77)$$

### Расчет днища аппарата

Составными элементами корпусов химических аппаратов являются днища, которые, как правило, органически связаны с обечайкой аппарата и изготавливаются из того же материала. В сварной и паяной аппаратуре днища обычно привариваются или припаиваются к обечайке, в ковальной и литой аппаратуре из пластичных материалов они либо представляют собой одно целое с обечайкой, либо также свариваются с ней.

Формы днища определяется сопрягаемой с ним формой обечайки, химико-технологическими требованиями, предъявляемыми к тому или иному аппарату, давлением среды в нем, конструктивными соображениями и бывают:

- эллиптические;

- полушаровые;
- сферические;
- конические;
- плоские (круглые и прямоугольные).

Одной из рациональных форм днищ в цилиндрических аппаратах является плоская. Толщина стенки днища соответствует толщине обечайки.

### **Расчет крышки аппарата**

Крышки и люки в аппарате предусматриваются для удобства сборки, возможности загрузки и выгрузки аппарата в процессе эксплуатации, для осмотра, ремонта и т. д. Наибольшее распространение в химических аппаратах получили фланцевые крышки и соответственно люки с фланцевыми крышками. Присоединение фланцевых крышек осуществляется закладными или откидными болтами с применением соответствующей обтюрации. По конструкции фланцевые крышки делятся на: плоские; сферические; эллиптические; цилиндрические.

Плоские крышки широко применяются в сварной и паяной аппаратуре. Диаметр таких крышек определяется соответствующими стандартами и нормами наштампованные отбортованные плоские днища, из которых образуется крышка с привариваемым или припаяваемым к ней фланцем.

Толщина фланца рассчитывается по формуле:

$$h = \frac{A' \cdot D_B}{D_B + 35}, \quad (2.78)$$

где  $D_B$  – внутренний проходной диаметр, мм,

$A'$  – коэффициент для круглых приварных (припаяных) фланцев.

$$h = \frac{45 \cdot 8000}{8000 + 35} = 44,8 \approx 45 \text{ мм.}$$

Диаметр болтов рассчитывается по формуле:

$$d = B' \cdot h = 0,95 \cdot 45 \approx 42 \text{ мм.} \quad (2.79)$$

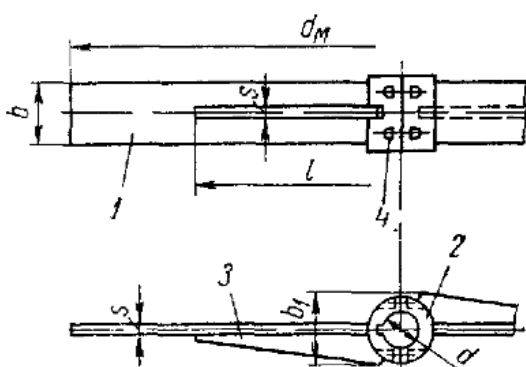
где  $B'$  – коэффициент для круглых приварных фланцев.

## Расчет перемешивающего устройства.

Существует огромный объем конструкций механических перемешивающих устройств. Их общий принцип действия заключается в том, что при вращении этих устройств в перемешиваемой среде последняя приводится в движение, чем и осуществляется перемешивание [19]. Характер движения перемешиваемой среды зависит от ряда факторов, основным из которых является конструкция перемешивающего устройства.

Одной из наиболее употребительных стальных нормализованных механических перемешивающих устройств является лопастная мешалка. Мешалка применяется для перемешивания вязких и тяжелых жидкостей, интенсификации теплообмена в жидкостях, предотвращения выпадения осадка на стенках, а также для суспензирования в вязких средах.

В соответствии с литературными данными [19], для перемешивания реакционного объема в аппарате, выбираем лопастную мешалку со многими лопастями на одном валу (рисунок 7). Данный вид мешалки создаст необходимую циркуляцию всего объема в аппарате, что способствует полноте протекания процесса сорбции золота на активированном угле, при минимальном расходе механической энергии.



1 – лопасть; 2 – ступица; 3 – ребро; 4 – болты с гайками.

Рисунок 7 – Лопастная мешалка усиленного исполнения

Расчет перемешивающего устройства проводим по методике изложенной в [24].

Ширина лопасти  $b$  определяется:

$$d_m = 0,4 \cdot D = 0,4 \cdot 8 = 3,2 \text{ м}$$
$$b = 0,1 \cdot d_m = 0,1 \cdot 3,2 = 0,32 \text{ м};$$

При длине лопасти больше 0,25 м принимаем, что лопасть имеет тавровое сечение от ступицы до середины лопасти, т.е. на длине 1,6 м.

Высота между перемешивающим устройством и нижним днищем равна:

$$h_m = 0,2 \cdot d_m = 0,64 \text{ м.}$$

После расчета мешалки определяется мощность, потребляемая на перемешивание объема реакционной смеси, для этого применяют критериальное уравнение мощности. Критерий мощности  $K_N$  зависит от критерия Рейнольдса и конструкции перемешивающего устройства.

При взвешивании твердых частиц в жидкости, динамический коэффициент вязкости смеси рассчитывается по формуле:

$$\mu_c = \mu_{ж} \cdot (1 + 2,5 \cdot \varphi), \quad (2.80)$$

где  $\mu_{ж}$  – динамический коэффициента вязкости основной жидкости (дисперсионной среды) в Па·с;

$$\mu_{ж} = 0,801 \cdot 10^{-3} \text{ Па} \cdot \text{с}, \text{ для воды при } t = 20 \text{ }^\circ \text{C};$$

$\varphi$  – объемная доля дисперсной фазы.

$$\varphi = \frac{m_{\text{тв.ф.}}}{\rho_{\text{тв.ф.}} \cdot V}, \quad (2.81)$$

где  $V$  – общий объем смеси, м<sup>3</sup>;

$\rho_{\text{тв.ф.}}$  – плотность твердой фазы, принимаем равной плотности руды;

$m_{\text{тв.ф.}}$  – масса твердой фазы.

$$\varphi = \frac{41578,558}{3250 \cdot 360} = 0,04.$$

Рассчитаем динамический коэффициент вязкости смеси:

$$\mu_c = 0,801 \cdot 10^{-3} \cdot (1 + 2,5 \cdot 0,04) = 0,88 \cdot 10^{-3} \text{ Па} \cdot \text{с.}$$

Критерий Рейнольдса:

$$Re = \frac{\rho \cdot n \cdot d_m^2}{\mu_c} = \frac{1262,14 \cdot 0,5 \cdot 3,2^2}{0,88 \cdot 10^{-3}} = 7,4 \cdot 10^5. \quad (2.82)$$



где  $\rho$  – плотность перемешиваемой среды, кг/м<sup>3</sup>;

$n$  – частота вращения мешалки, об/с;

$d_m$  – диаметр мешалки, м.

По найденному значению числа Рейнольдса определяем коэффициент мощности по графику  $K_N = 0,2$ . Расчетная мощность, потребляемая на перемешивание жидкости, определяется по формуле:

$$N_M = K_N \cdot \rho \cdot n^3 \cdot d_m^5. \quad (2.83)$$

$$N_M = 0,2 \cdot 1262,14 \cdot 0,5^3 \cdot 3,2^5 = 10587,6 \text{ Вт} = 10,6 \text{ кВт.}$$

Определим номинальную мощность на валу электродвигателя:

$$N_э = \frac{N_M + N_T}{\eta}, \quad (2.84)$$

где  $N_T$  – мощность, затрачиваемая на трение, которой можно пренебречь в виду малого значения,  $\eta$  – КПД привода определяемый в интервале 0,9-0,96.

Принимаем  $\eta=0,9$ .

Мощность на валу электродвигателя:

$$N_э = \frac{10,6}{0,9} = 11,8 \text{ кВт.}$$

Определим угловую скорость вращения:

$$\omega = n \cdot \pi \cdot d_m = 0,5 \cdot 3,14 \cdot 3,2 = 5,024 \text{ с}^{-1}. \quad (2.85)$$

Определим крутящий момент на валу:

$$M_{кр} = \frac{1000 \cdot 60 \cdot N_э \cdot \eta}{2\pi n}, \quad (2.86)$$

где  $N_э$  – мощность на валу электродвигателя, кВт;

$\eta$  – КПД электродвигателя;

$n$  – число оборотов, об/мин.

$$M_{кр} = \frac{1000 \cdot 60 \cdot 0,5 \cdot 0,85}{2 \cdot 3,14 \cdot 30} = 135,4 \text{ Н} \cdot \text{м.}$$

Определим диаметр вала:

$$d_v = 1,71 \cdot \sqrt[3]{\frac{M_{кр}}{\omega \cdot \tau_d}} = 1,71 \cdot \sqrt[3]{\frac{135400}{5,024 \cdot 140 \cdot 10^6}} = 0,098 \text{ м} = 98 \text{ мм}, \quad (2.87)$$

где  $\tau_d = 140 \cdot 10^6 \text{ Н/м}^2$  – допустимое напряжение на кручение вала.

Принимаем диаметр вала 110 мм.

В соответствии с мощностью на валу электродвигателя и диаметром вала [19] подбираем вертикальный привод с концевой опорой вала МН 5855-66 с мощностью электродвигателя  $N=13$  кВт (рисунок 8). Основные размеры привода приведены в таблице 2.9.

Таблица 2.9 – Основные размеры привода МН 5855-66

d, мм	H, мм	H <sub>1</sub> , мм	l, мм	L, мм	m, кг
110	2140	900	90	8870	1640

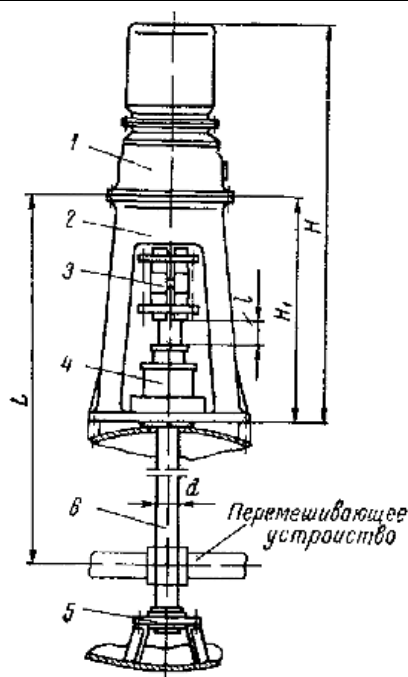


Рисунок 8 – Вертикальный привод с концевой опорой вала

В соответствии с диаметром вала по таблице 32.19 [19] подбираем внутреннюю концевую опору (рисунок 9). Основные размеры опоры представлены в таблице 2.10.

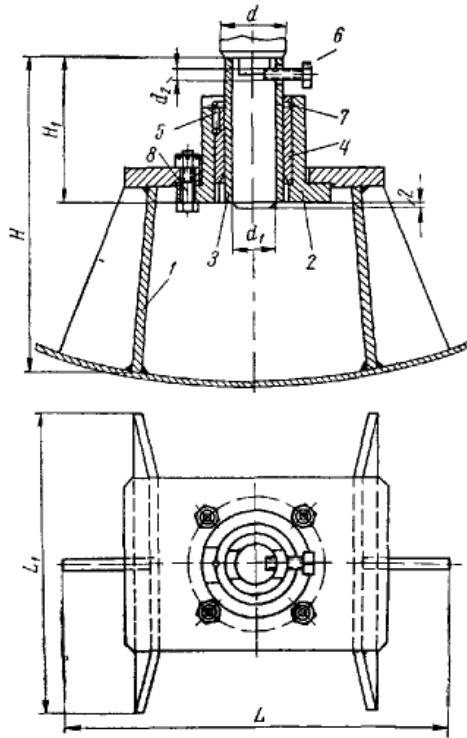


Рисунок 9 – Концевая опора вала

Таблица 2.10 – Основные размеры концевой опоры

d, мм	d <sub>2</sub> , мм	d <sub>3</sub> , мм	H, мм	H <sub>1</sub> , мм	L, мм	L <sub>1</sub> , мм	m, кг
110	80	M10	370	155	460	320	25,6

Из стандартного ряда для ступиц (рисунок 10) лопастных мешалок принимаем размеры, представленные в таблице 2.11 [19]:

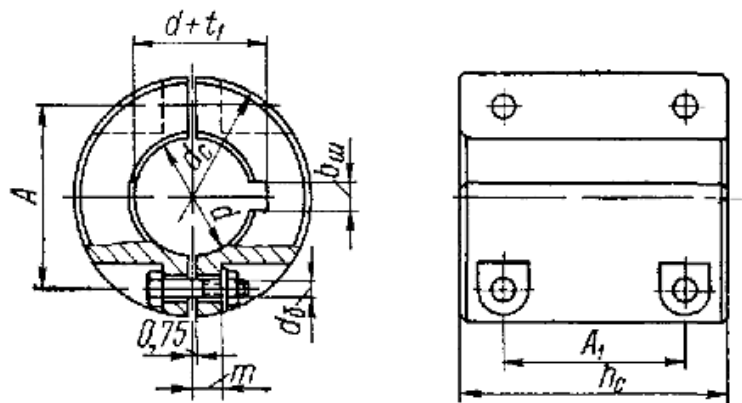


Рисунок 10 – Ступица мешалки

Таблица 2.11 – Основные размеры ступицы мешалки

d, мм	d <sub>c</sub> , мм	h <sub>c</sub> , мм	m, мм	A, мм	A <sub>1</sub> , мм	b <sub>ш</sub> , мм	d+t <sub>1</sub> , мм	d <sub>6</sub> , мм
110	127	330	32	128	130	28	120,4	M16

Установка отражательных перегородок в аппаратах с механическим перемешиванием приводит к изменению характера движения потоков перемешиваемой среды: вращательное движение сменяется радиальным. В результате достигается большая однородность перемешиваемой среды, чем при отсутствии перегородок. Как было сказано выше, основной целью установки отражательных перегородок является предотвращение образования центральной воронки.

Перегородки выполнены в виде пластин у стенки аппарата или на расстоянии ширины пластины от корпуса аппарата, одно из исполнений показано на рисунке 11. Число перегородок принимают от двух до восьми, чаще всего встречаются аппараты с четырьмя отражательными перегородками. Ссылаясь на габаритные размеры аппарата, а так же важность циркуляции всего реакционного объема пульпы принимаем количество отражающих перегородок равное четырём.

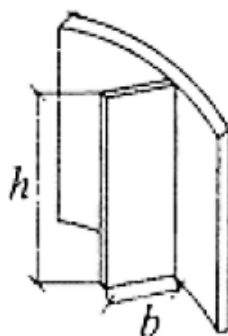


Рисунок 11 – Отражательная перегородка

Ширина отражательной перегородки:

$$b = 0,1 \cdot D_{\text{ан}} = 0,1 \cdot 8000 = 800 \text{ мм.} \quad (2.88)$$

Высота отражательной перегородки:

$$h = 6 \cdot b = 6 \cdot 800 = 4800 \text{ мм.} \quad (2.89)$$

Целесообразно использовать остаточное количество металла, из которого выполнен основной аппарат, для изготовления перегородок. Следовательно, толщина перегородки равна толщине обечайки.

Результаты расчетов основных деталей агитатора представлены в таблице 2.12.

Таблица 2.12 – Параметры агитатора

Внутренний диаметр аппарата	D	8 м
Высота аппарата	H	10 м
Толщина стенки	S	0,014 м
Объем аппарата	V <sub>ап</sub>	450 м <sup>3</sup>
Диаметр лопасти мешалки	d <sub>м</sub>	3,2 м
Число лопастей	z	4
Диаметр вала	d	0,11 м
Мощность, потребляемая мешалкой	N	13 кВт

### 2.6.3 Гидравлический расчёт основного аппарата

Гидравлический расчёт процесса направлен на определение наиболее оптимального размера трубопроводов, посредством которых растворы поступают в аппарат и выводятся из него, по завершении процесса. Заданный диаметр, как правило, должен обеспечить необходимую скорость подачи растворов в аппарат, что является важнейшей операцией, и при ошибочном подборе может привести к большим экономическим потерям, по причине неправильного протекания процесса. Оптимальный диаметр трубопровода, при котором суммарные затраты на перемещение жидкости минимальны, следует находить путём технико-экономических расчётов. На практике можно исходить из общепринятых значений скоростей жидкости, для различных систем, обеспечивающих близкий к оптимальному диаметр трубопровода.

Штуцера служат для присоединения к аппарату трубопроводной

арматуры и трубопроводов для подвода и отвода различных жидких или газообразных продуктов, которые могут быть разъемными и неразъемными. По условиям ремонтоспособности применяются разъемные соединения (фланцевые штуцера) [30]. Общий вид фланцевого штуцера представлен на рисунке 13.

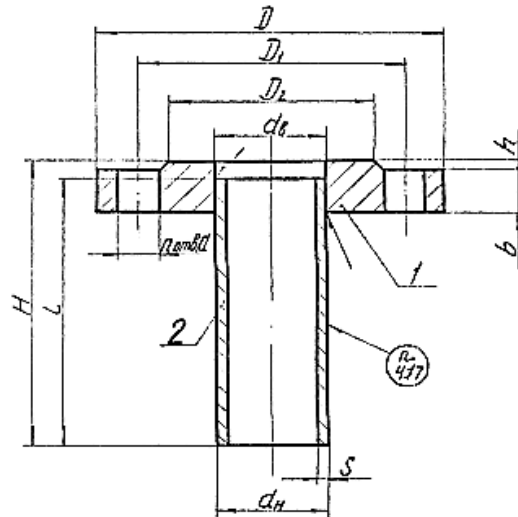


Рисунок 13 – Общий вид фланцевого штуцера

Диаметр патрубков для ввода и вывода реагентов подбирают из расчета, что, чем меньше диаметр труб, тем эффективнее эксплуатация, но с другой стороны, чем больше скорость потока, тем больше потери, и, следовательно, энергетические затраты. Экономически выгодной считается скорость потока для жидкостей, перемещающихся самотеком со скоростью от 0,5 до 1,0 м/с.

При заданной производительности диаметр патрубков может быть определен из уравнения расхода:

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot V}{\omega \cdot \pi}}, \quad (2.103)$$

где  $V$  – объемный расход, м<sup>3</sup>/с;

$\omega$  – средняя скорость потока, м/с.

1. Ввод и вывод пульпы.

Принимаем скорость  $\omega = 1$  м/с для ввода и вывода пульпы.

Рассчитаем диаметры патрубков по формуле (2.103):

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot 0,03}{1 \cdot 3,14}} = 0,195 \text{ м} = 195 \text{ мм.}$$

Принимаем диаметр патрубка  $d=200$  мм.

Фланцевые штуцеры для ввода и вывода пульпы из аппарата принимаем одинаковыми, так как потоки равны.

По АТК 24.218.06-90 выбираем штуцер с диаметром  $D_y=200$  мм для давления  $P_y=1,0$  МПа выбираем патрубок с размерами, указанными в таблице 2.13.

Таблица 2.13 – Основные размеры патрубков подачи и отвода пульпы

$D_y$ , мм	$d_B$ , мм	$S$ , мм	$H$ , мм
200	222	8	220

## 2. Ввод раствора цианида натрия.

Принимаем скорость  $\omega = 1$  м/с для ввода раствора цианида натрия.

Рассчитаем диаметр патрубка по формуле (2.103):

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot 8,3 \cdot 10^{-4}}{1 \cdot 3,14}} = 0,033 \text{ м} = 33 \text{ мм.}$$

Принимаем диаметр патрубка  $d=40$  мм.

По АТК 24.218.06-90 выбираем штуцер с диаметром  $D_y=40$  мм для давления  $P_y=1,0$  МПа выбираем патрубок с размерами, указанными в таблице 2.14.

Таблица 2.14 – Основные размеры патрубка подачи цианида натрия

$D_y$ , мм	$d_B$ , мм	$S$ , мм	$H$ , мм
40	46	3,5	215

## 3. Подача кислорода воздуха.

Принимаем скорость  $\omega = 10$  м/с для подачи воздуха. Рассчитаем диаметр патрубка по формуле (2.103):

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot 0,09}{10 \cdot 3,14}} = 0,107 \text{ м} = 107 \text{ мм.}$$

Принимаем диаметр патрубка  $d=100$  мм.

По АТК 24.218.06-90 выбираем штуцер с диаметром  $D_y=100$  мм для давления  $P_y=1,0$  МПа выбираем патрубок с размерами, указанными в таблице 2.15.

Таблица 2.15 – Основные размеры патрубка подачи воздуха

$D_y$ , мм	$d_B$ , мм	$S$ , мм	$H$ , мм
100	110	6	215

Все штуцера снабжаются плоскими приварными фланцами (рисунок 14) в соответствии с ГОСТ 12820-80, конструкция и размеры, которых приводятся в таблице 2.16.

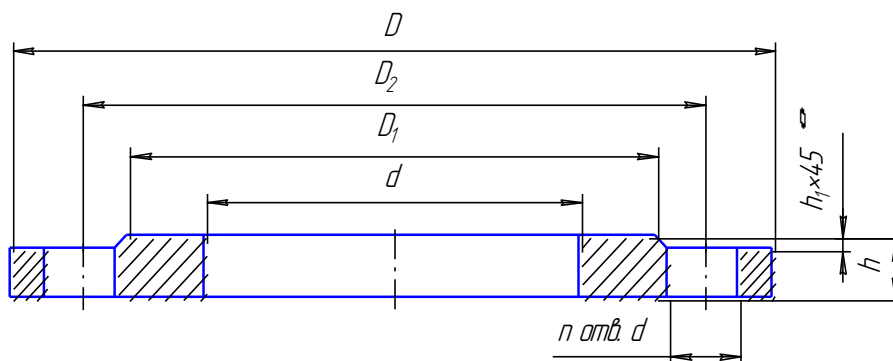


Рисунок 14 – Конструкция плоского приварного фланца

Таблица 2.16 – Основные размеры плоских приварных фланцев

$D_y$ , мм	$D$ , мм	$D_2$ , мм	$D_1$ , мм	$d$ , мм	$h$ , мм	$n$ , мм	$d_{отв}$ , мм
200	315	280	238	219	19	8	18
40	130	110	80	45	13	4	14
100	205	170	148	108	15	4	18



## 2.6.4 Энергетический расчёт основного аппарата

Помимо электродвигателя перемешивающего устройства, агитатор сорбционного выщелачивания золотосодержащей руды снабжен дополнительной аппаратурой потребляющей электроэнергию. К данной аппаратуре относятся вертикальный погружной насос для перекачивания насыщенного угля и погружной грохот для отделения угля от пульпы.

Ввиду каскадного расположения на разных уровнях агитаторов сорбционного выщелачивания возможно применение погружных грохотов типа MPS (рисунок 6) производства ПК «Машинопромышленное объединение». Разница высот в установке а и соответствующий перепад уровней пульпы позволяет создать необходимое давление для прохождения пульпы через погружной грохот. Таким образом, межстадийный грохот типа MPS будет работать, когда уровень пульпы в резервуаре сорбции находится выше уровня пульпы в выходном желобе грохота.

Наружная клеть погружного грохота приводится в движение с помощью электродвигателя, потребляющего электроэнергию, что необходимо учитывать при энергетическом расчете аппарата. Основные технические характеристики погружного грохота типа MPS представлены в таблице 2.17.

Таблица 2.17 – Технические характеристики грохота MPS

Размер щелевой сетки	0,8 мм
Площадь поверхности щелевой сетки	3 мм <sup>2</sup>
Живое сечение поверхности щелевой сетки	не менее 30 %
Мощность мотора-редуктора	4 кВт
Частота вращения вала	0,5 об/с
Габаритные размеры D:В:Н	1000:1280:3000 мм
Масса	780 кг

При перекачивании угля из одного агитатора в другой погружные

насосы также потребляют электроэнергию. Устанавливаем в аппарат вертикальные погружные насосы (рисунок 15) фирмы KBS модели RWCP 50/160 для перекачивания угля.

Основные размеры насоса представлены в таблице 2.18. Основные технические характеристики насоса представлены в таблице 2.19.

Таблица 2.18 – Основные размеры насоса KBS RWCP 50/160

С, мм	D, мм	О, мм	X, мм	Y, мм	U, мм	i, мм	R, мм
853	1990	1790	720	440	304	100	220

Таблица 2.19 – Технические характеристики насоса KBS RWCP 50/160

Максимальная подача	700 м <sup>3</sup> /ч
Максимальная рабочая температура	100 °С
Минимальная рабочая температура	-10 °С
Максимальное рабочее давление	16 бар
Максимальная частота вращения вала	25 об/с
Мощность электродвигателя	15 кВт
Глубина погружения	2 м

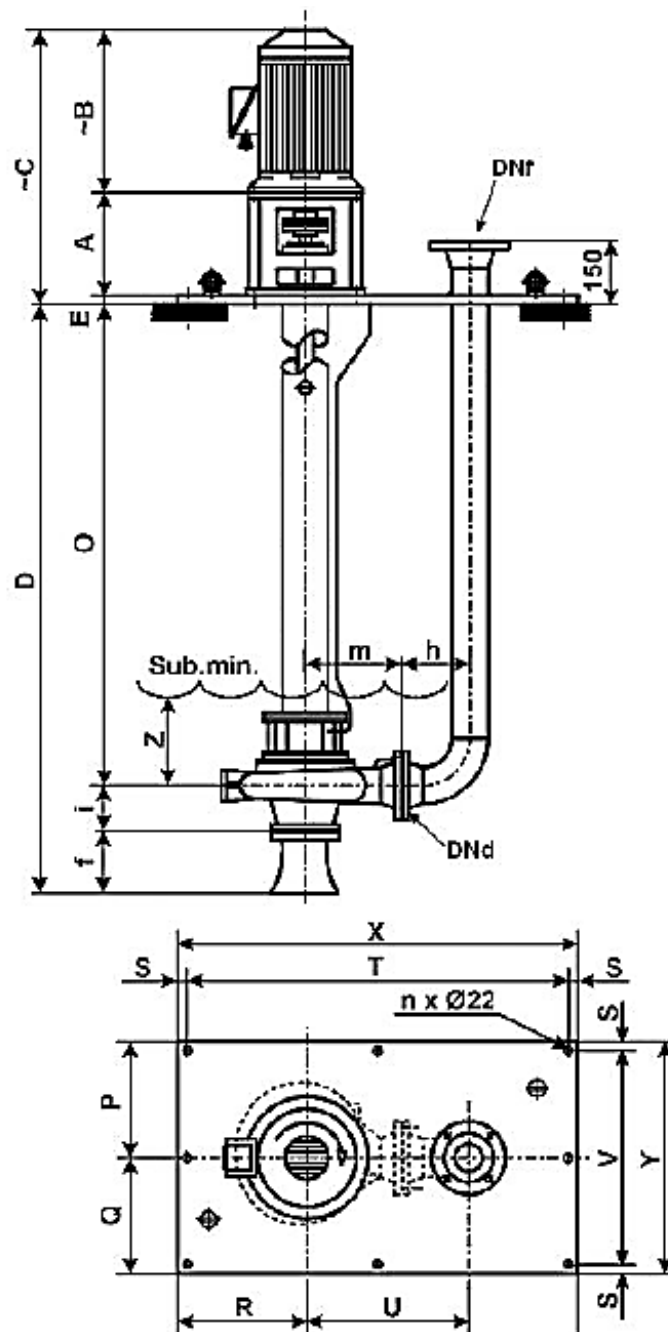


Рисунок 15 – Вертикальный погружной насос

Энергетические затраты, приходящиеся на один агитатор, складываются из мощности перемешивающего устройства, мощности привода погружного грохота и мощности привода погружного насоса:

$$N_{\text{общ}} = N_{\text{м}} + N_{\text{гр}} + N_{\text{н}} = 13 + 4 + 15 = 32 \text{ кВт.} \quad (2.104)$$

### 3 Результаты расчетов

В качестве основного аппарата процесса сорбционного выщелачивания был выбран агитатор. Произведен расчет материальных потоков, расчет основного аппарата, перемешивающего устройства и вспомогательного оборудования. Результаты расчетов представлены в таблице 3.1.

Таблица 3.1 – Результаты расчетов

<b>Характеристики основного аппарата</b>	
Количество аппаратов	8 штук
Производительность 1 агитатора	100 м <sup>3</sup> /час по пульпе
Диаметр аппарата	8 м
Высота аппарата	10 м
Объем аппарата	450 м <sup>3</sup>
Характер работы аппарата	круглосуточно
<b>Перемешивающее устройство</b>	
Тип мешалки	двухуровневая лопастная
Количество лопастей	4 лопасти
Диаметр мешалки	3200 мм
Тип мотор-редуктора	конически-цилиндрический типа МВН
Мощность мотора	13 кВт
Диаметр вала	110 мм
Частота вращения лопастей	30 об/мин
Характер работы устройства	круглосуточно
<b>Отражательные перегородки</b>	
Количество перегородок	4 штуки
Ширина перегородки	800 мм
Высота перегородки	4800 мм

<b>Межстадийный погружной грохот</b>	
Высота грохота	3000 мм
Диаметр грохота	1000 мм
Мощность двигателя	4 кВт
Частота вращения грохота	30 об/мин
Характер работы устройства	круглосуточно
<b>Вертикальный погружной насос</b>	
Глубина погружения	2000 мм
Максимальное рабочее давление	16 бар
Мощность двигателя	15 кВт
Максимальная подача	700 м <sup>3</sup> /час
Характер работы устройства	круглосуточно

В результате всех расчетов был разработан цех сорбционного выщелачивания СЦ золотосодержащей руды на активированном угле, типа уголь в пульпе непрерывного действия, производительность 100 м<sup>3</sup>/час по пульпе. Особенность цеха заключается в непрерывном обогащении золота и гибкости технологического оборудования, что позволяет максимально эффективно использовать все технологическое оборудование, строго соблюдая технологические параметры.

## **4 План размещения оборудования**

Руководствуясь едиными правилами при размещении химического оборудования, необходимо предусмотреть проходы, способствующие безопасному обслуживанию оборудования, движению людей и технологического транспорта, а также очистке рабочих участков. С учетом единых правил безопасности минимальное расстояние между смежными габаритами машин и аппаратов, и от стен до габаритов оборудования должно составлять:

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

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

В цехе сорбционного выщелачивания золота на активированном угле находится 8 агитаторов сорбционного цианирования, один линейный вибрационный грохот для предварительной очистки поступающей пульпы от щепы и крупного мусора, а также один линейный вибрационный грохот для отделения насыщенного золотом угля от пульпы. В целях безопасности, агитаторы сорбционного выщелачивания располагаются на отдельном участке, так как в процессе используется концентрированный цианид натрия. Все резервуары, в которых находятся опасные реагенты, такие как: цианид натрия, перекись водорода, соляная кислота располагаются на участке растворения.

Агитаторы для процесса сорбционного выщелачивания изготавливаются по расчетам, приведенным в разделе 3. Агитаторы оборудуются погружными межстадийными грохотами типа MPS и вертикальными погружными насосами KBS RWCP 50/160, приведенными в разделе 3.

Линейные вибрационные грохоты, для очистки пульпы и отделения насыщенного угля устанавливаем от производителя «Xinxiang Jinrui Machinery Factory». Модель грохота – zsGB-1530, основные характеристики линейного вибрационного грохота представлены в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Основные характеристики линейного вибрационного грохота

Тип грохота	Производительность	Мощность	Частота
zsGB-1530	350 м <sup>3</sup> /час	2·3,7 кВт	16 Гц

Для подачи цианида натрия используются герметичные насосы с магнитной муфтой серии ADM производства ООО «ЯрТехСервис». Характеристики насоса приведены в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Характеристики насоса подачи NaCN

Тип насоса	Производительность	Мощность	Напор
AMD	31 м <sup>3</sup> /час	2,2 кВт	26 м

Для перекачивания пульпы используется шламовый насос Warman 3/2, основные характеристики которого приведены в таблице 4.3.

Таблица 4.3 – Характеристики насоса Warman 3/2

Тип насоса	Производительность	Мощность	Напор
Warman 3/2	40-90 м <sup>3</sup> /час	30 кВт	12-64 м

#### 4.2 Расчет геометрии и габаритов оборудования

Для создания проекта на постройку цеха сорбционного выщелачивания необходимо рассчитать площадь, занимаемую технологическим оборудованием, с учетом единых правил размещения химического оборудования.

Геометрические размеры технологического оборудования цеха сорбционного выщелачивания представлены в таблице 4.4.

Таблица 4.4 – Геометрические размеры технологического оборудования

№	Оборудование	Габаритные размеры, мм
1	Агитатор сорбционного выщелачивания	D = 8000; h = 10000.
2	Грохот вибрационный zsGB-1530	l = 5200; h = 1800; b = 2600.
3	Приемник очищенной от сора пульпы	l = 3000; h = 1100; b = 3000.

### 4.3 Энергетический расчет технологической схемы

Для расчета стоимости технологического передела золотосодержащей руды необходимо знать количество потребляемой энергии цехом сорбционного выщелачивания. Исходя из технологических параметров, рассчитаем количество потребляемой энергии аппаратами цеха сорбционного выщелачивания. Количество потребляемой оборудованием энергии приведено в таблице 4.5.

Таблица 4.5 – Количество энергии потребляемой оборудованием

Оборудование	Количество, шт	Количество рабочих часов в сутки	Потребляемая мощность, кВт/ч
Двигатель мешалки	8	24	13
Погружной грохот	8	24	4
Погружной насос	8	24	15
Вибрационный грохот	2	24	7,4
Насос AMD	1	24	2,2
Насос Warman 3/2	1	24	30



Таким образом, энергопотребление аппаратов цеха сорбционного выщелачивания составляет 303 кВт/ч или 2,18 ГВт/год.

#### **4.4 План размещения оборудования**

На основе рассчитанного и подобранного технологического оборудования, был спроектирован план цеха ДП ФЮРА. 061542.011 ТО.

Цех сорбционного выщелачивания золотосодержащей руды имеет следующие параметры: несущая конструкция выполнена из каркаса ЛМК (легкие металлические конструкции), длина производственного помещения составила 54 м, ширина – 42 м, высота – 23 м. Производственная площадь составила 2268 м<sup>2</sup>. Полный объем здания 52164 м<sup>3</sup>.

Цех содержит восемь участков: рабочую зону, кабинет начальника цеха, кабинет мастера, операторную, раздевалку, электрощитовую, душевую и уборную. Все кабинеты и операторная находятся на втором этаже в «чистой зоне» для снижения вредного шумового воздействия, исходящего от работы оборудования.

Кровля цеха и внешние несущие стены изготовлены из огнеупорного автоклавного газобетона (на основе цемента), толщиной 300 мм, внутренние стены – 200 мм, согласно ГОСТ 31360-2007.

В цехе установлено три двухстворчатых окна, размерами 1500 × 1400 мм. Для удобства завоза реагентов, оборудования и обеспечения естественного циркулирования воздуха при превышении норм ПДК по цианидам, синильной кислоты и прочих веществ предусмотрено наличие раздвижных утепленных ворот складского типа, размерами 10000 × 10000 мм. В помещении цеха установлено восемь распашных металлических утепленных дверей, размерами 1000 × 2000 мм, в соответствии с документацией СНиП «Пожарная безопасность сооружений и зданий» [19].

## 5 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение

Прежде чем начинать реализацию какого-либо проекта, необходимо провести его экономическую оценку, которая позволит выявить основную группу затрат, обозначить положительные и отрицательные стороны проекта. Также немаловажным является оценка ресурсоэффективности проекта, что в свою очередь на стадии поиска потребителя, может стать ключевым фактором.

### 5.1 Расчет заработной платы

#### 5.1.1 Расчет численности рабочих

Цех сорбционного цианирования золотосодержащей руды осуществляет работы в непрерывном режиме, без остановки производства на праздничные и выходные дни, но с остановками на технические ремонты и осмотры. В проектируемом цехе будут работать четыре бригады, для которых приведен график сменности в таблице 5.1. Продолжительность рабочего дня для каждого рабочего составляет 12 часов (две смены в день: ночная и дневная).

Таблица 5.1 – График сменности бригад

Дни 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
	с 08.00 до 20.00 ч	А	А	А	В	В	В	Б	Б	Б	Г	Г	Г	А	А	А	В	В	В	Б	Б	Б	Г	Г
с 20.00 до 08.00 ч	Б	Б	Б	Г	Г	Г	А	А	А	В	В	В	Б	Б	Б	Г	Г	Г	А	А	А	В	В	В
Выходные	В	В	В	А	А	А	Г	Г	Г	Б	Б	Б	В	В	В	А	А	А	Г	Г	Г	Б	Б	Б
	Г	Г	Г	Б	Б	Б	В	В	В	А	А	А	Г	Г	Г	Б	Б	Б	В	В	В	А	А	А

За 24 дня бригада отдыхает 12 дней, а следовательно за год:

$$T_{\text{отдых}} = 300 \cdot \frac{12}{24} + 65 = 215 \text{ дней}$$

Длительность сменоборота бригад рассчитывается по формуле:

$$T_{\text{с.об.}} = n_i \cdot T_{\text{с}}, \quad (5.1)$$

где  $T_{\text{с.об.}}$  – длительность сменоборота, дни;

$n_i$  – число бригад;

$T_{\text{с}}$  – количество дней, в которые бригада ходит в смену.

$$T_{\text{с.об.}} = 4 \cdot 3 = 12 \text{ дней.}$$

Относительно графика сменоборота были определены следующие параметры: длительность оборота смен – 12 дней, количество ночных смен за год – 75, число выходных дней – 215. Значение эффективного фонда рабочего времени среднесуточного рабочего приведено в таблице 5.2.

Таблица 5.2 – Баланс рабочего времени среднесписочного рабочего

№	Элементы времени	Количество	
		дней	часов
1	Календарное число дней	365	8760
2	Нерабочие дни: выходные	215	5160
3	Номинальный фонд рабочего времени	150	3600
4	Планируемые выходные:		
	а) очередные и дополнительные отпуска	20	480
	б) отпуска за вредность	7	168
	в) выполнение общественных обязанностей	3	72
	г) отпуск в связи с учебой без отрыва от производства	5	120
	д) невыходы по болезни	4	96
	Итого:	39	936
5	Эффективный фонд рабочего времени	111	2664

Расчет явочной численности рабочего персонала, необходимого для обслуживания технологических установок осуществляется по формуле:

$$N_{\text{явочн.}} = \frac{1}{N_{\text{ап.}}} \cdot N \cdot C, \quad (5.2)$$

где  $N_{\text{явочн.}}$  – явочная суточная численность рабочих, чел.;

$N_{\text{ап.}}$  – число аппаратов, подлежащих обслуживанию одним рабочим;

$N$  – количество установок, штук;

$C$  – количество смен в сутки, штук.

$$N_{\text{явочн.}} = \frac{1}{2} \cdot 14 \cdot 2 = 14 \text{ чел.}$$

Примем явочную численность рабочих, равной 14 человек: по 7 человек в дневную и по 7 человек в ночную смены.

Количество основного персонала рассчитывается по формуле:

$$N_{\text{сп.}} = N_{\text{яв.}} \cdot \frac{T_{\text{эф.обор.}}}{T_{\text{эф.раб}}}, \quad (5.3)$$

где  $N_{\text{сп.}}$  – списочная численность основных рабочих, чел.;

$T_{\text{эф.обор.}}$  – проектируемое число дней работы оборудования в год;

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

$$N_{\text{сп.}} = 14 \cdot \frac{300}{111} = 38 \text{ чел.}$$

В число вспомогательного персонала будут входить: дежурный электрик – 1 чел., дежурный механик – 1 чел. и дежурный КИПиА – 1 чел.

Рассчитываем явочную численность:

$$N_{\text{яв.}} = 3 \cdot 2 = 6 \text{ чел.}, \quad (5.4)$$

$$N_{\text{сп.}} = 6 \cdot \frac{300}{111} = 16 \text{ чел.} \quad (5.5)$$

В число ИТР будут входить: начальник цеха – 1 чел., старший технолог – 1 чел., мастера смены – 2 чел.

Рассчитываем явочную численность для мастеров смены, так как начальник цеха и старший технолог выходят только в дневную смену, пять раз в неделю.

$$N_{\text{яв.}} = 1 \cdot 2 = 2 \text{ чел.}, \quad (5.6)$$

$$N_{\text{сп.}} = 2 \cdot \frac{300}{111} = 5 \text{ чел.} \quad (5.7)$$

Принимаем для удобства количество мастеров смены 4 человека.

Штат сотрудников ИТР состоит из 6 человек.

В таблице 5.3 приведена суммарная численность рабочего персонала, ИТР и вспомогательных рабочих.

Таблица 5.3 – Суммарное число рабочего персонала, ИТР, вспомогательных рабочих

№	Наименование профессии	Число рабочих в смену	Число смен в сутки	Н <sub>яв.</sub> , в сутки	Н <sub>сп.</sub> , в сутки
1	Аппаратчик	7	2	14	38
3	Начальник цеха	1	1	1	1
4	Старший технолог	1	1	1	1
5	Мастер смены	1	2	2	4
6	Дежурный механик	1	2	2	6
7	Дежурный электрик	1	2	2	5
8	Дежурный КИПиА	1	2	2	5
Итого		13	-	24	60

### 5.1.2 Расчет годового фонда заработной платы основных рабочих

Расчет годового фонда заработной платы осуществляется по формуле:

$$Z_{\text{год.}} = Z_{\text{осн.}} + Z_{\text{доп.}}, \quad (5.8)$$

где  $Z_{\text{год.}}$  – расчетный фонд заработной платы, руб./год;

$Z_{\text{осн.}}$  – основная заработная плата, руб./год;

$Z_{\text{доп.}}$  – дополнительная заработная плата, руб./год.

Расчет основного фонда заработной платы:

$$Z_{\text{осн.}} = Z_{\text{тар.}} + D_{\text{н.вр.}} + D_{\text{пр.дн.}} + D_{\text{пр.}} + D_{\text{вред.}}, \quad (5.9)$$

где  $Z_{\text{тар.}}$  – тарифный фонд, руб./год;

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

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

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

$D_{\text{вред.}}$  – доплата за вредность (12 % от  $Z_{\text{тар.}}$ ).

Расчет тарифного фонда заработной платы:

$$З_{\text{тар.}}^i = N_{\text{сп.}}^i \cdot T_{\text{эф.раб.}} \cdot T_{\text{ст.}}^i, \quad (5.10)$$

где  $Z_{\text{тар.}}^i$  – тарифный фонд заработной платы рабочих  $i$ -ой квалификации, руб./год;

$N_{\text{сп.}}^i$  – списочная численность рабочих  $i$ -ой квалификации в сутки, чел.;

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

$T_{\text{ст.}}^i$  – тарифная часовая ставка рабочего  $i$ -ой квалификации, ч.

В проектируемом цехе будут работать аппаратчики 5-го разряда, что связано со сложностью выполняемых работ, требующих определенных навыков и знаний, присущей данной квалификации. Тарифная часовая ставка данных рабочих составит 250 руб./ч.

$$Z_{\text{тар.}}^5 = 38 \cdot 2664 \cdot 250 = 25308000 \text{ руб./год.}$$

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

$$D_{\text{н.вр.}} = 38 \cdot 75 \cdot 12 \cdot 250 \cdot 0,4 = 3420000 \text{ руб./год.}$$

Доплата за работу в праздничные дни (в году 14 праздничных дней) составляет 100 % от тарифной ЗП:

$$D_{\text{пр.дн.}} = 38 \cdot 14 \cdot 12 \cdot 250 = 1596000 \text{ руб./год.}$$

Доплата премий составляет 30 % от тарифной ЗП:

$$D_{\text{пр.}} = 25308000 \cdot 0,3 = 7592400 \text{ руб./год.}$$

Доплата за вредность составляет 12 % от тарифной ЗП:

$$D_{\text{вред.}} = 25308000 \cdot 0,12 = 3036960 \text{ руб./год.}$$

Таким образом, основной фонд заработной платы (ЗП) составит:

$$Z_{\text{осн.}} = 25308000 + 3420000 + 1596000 + 7592400 + 3036960 = 40953360 \text{ руб./год.}$$

Дополнительная заработная плата основного персонала в год с учетом районного коэффициента:

$$Z_{\text{доп.}} = Z_{\text{осн.}} \cdot P_{\text{д.зп.}}, \quad (6.11)$$

где  $P_{\text{д.зп.}}$  – районный коэффициент, равный 30 %.

$$Z_{\text{доп.}} = 40953360 \cdot 0,3 = 12286008 \text{ руб./год.}$$

Таким образом, расчетный годовой фонд ЗП будет равен:

$$Z_{\text{год.}} = 40953360 + 12286008 = 53239368 \text{ руб./год.}$$

Заработная плата основного рабочего составляет 116753 руб.

### 5.1.3 Расчет годового фонда заработной платы ИТР и вспомогательных работников цеха

Произведем расчет тарифного фонда оплаты ИТР и вспомогательных работников цеха по формуле:

$$Z_{\text{тар.}} = P_{\text{мес.}} \cdot T_{\text{окл.}}, \quad (5.12)$$

где  $Z_{\text{тар.}}$  – тарифный фонд ЗП, руб./год;

$P_{\text{мес.}}$  – число месяцев, отработанных в год каждым работником (11 месяцев);

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

Расчет оплаты труда для вспомогательного персонала осуществляется аналогичным путем, что и для основных рабочих.

В таблице 5.4 приведен состав ИТР и вспомогательных рабочих

Таблица 5.4 – Состав ИТР и вспомогательного персонала

Наименование должности	Месячный оклад, руб.
Начальник цеха	160000
Старший технолог отделения	130000
Мастер смены	125000
Дежурный механик	110000
Дежурный электрик	110000
Дежурный КИПиА	110000

Основная заработная плата служащих и прочего персонала рассчитывается по формуле:

$$Z_{\text{осн.}} = Z_{\text{тар.}} + D_{\text{пр.дн.}} + D_{\text{вред.}}, \quad (5.13)$$

$$D_{\text{пр.дн.}} = (T_{\text{окл.}} / 20,25) \cdot N \cdot N_{\text{явочн.}}, \quad (5.14)$$

где  $T_{\text{окл.}}$  – месячный оклад, руб.;

$N$  – количество праздничных дней в году;

20,25 – среднемесячное число рабочих дней.

Дополнительная заработная плата ИТР и вспомогательного персонала принимается 10 % от  $Z_{\text{тар.}}$ . Произведем расчет годового фонда ЗП для ИТР.

**1. Для начальника участка (пятидневная рабочая неделя):**

$$Z_{\text{тар.}} = 11 \cdot 160000 = 1760000 \text{ руб./год,}$$

$$D_{\text{вред.}} = 1760000 \cdot 0,12 = 211200 \text{ руб./год,}$$

$$D_{\text{пр.дн.}} = (160000 / 20,25) \cdot 14 \cdot 1 = 110617,3 \text{ руб./год,}$$

$$Z_{\text{осн.}} = 1760000 + 211200 + 110617,3 = 2081817,3 \text{ руб./год,}$$

$$Z_{\text{доп.}} = 2081817,3 \cdot 0,3 = 624545,2 \text{ руб./год,}$$

$$Z_{\text{год.}} = 1992494 + 597748 = 2686362,5 \text{ руб./год.}$$

**2. Для старшего технолога отделения (пятидневная рабочая неделя):**

$$Z_{\text{тар.}} = 11 \cdot 130000 = 1430000 \text{ руб./год,}$$

$$D_{\text{вред.}} = 1430000 \cdot 0,12 = 171600 \text{ руб./год,}$$

$$D_{\text{пр.дн.}} = (130000 / 20,25) \cdot 14 \cdot 1 = 89876,5 \text{ руб./год,}$$

$$Z_{\text{осн.}} = 1430000 + 171600 + 89876,5 = 1691476,5 \text{ руб./год,}$$

$$Z_{\text{доп.}} = 1691476,5 \cdot 0,3 = 507442,9 \text{ руб./год,}$$

$$Z_{\text{год.}} = 1691476,5 + 507442,9 = 2198919,4 \text{ руб./год.}$$

**3. Для мастера смены:**

$$Z_{\text{тар.}} = 11 \cdot 125000 \cdot 4 = 5500000 \text{ руб./год,}$$

$$D_{\text{вред.}} = 5500000 \cdot 0,12 = 660000 \text{ руб./год,}$$

$$D_{\text{пр.дн.}} = (125000 / 20,25) \cdot 14 \cdot 4 = 345679 \text{ руб./год,}$$

$$Z_{\text{осн.}} = 5500000 + 660000 + 345679 = 6505679 \text{ руб./год,}$$

$$Z_{\text{доп.}} = 6505679 \cdot 0,3 = 1951703,7 \text{ руб./год,}$$

$$Z_{\text{год.}} = 6505679 + 1951703,7 = 8457382,7 \text{ руб./год.}$$

**4. Для вспомогательного персонала:**

Часовая тарифная ставка составляет 150 руб./ч,



$$\begin{aligned}
Z_{\text{тар.}}^5 &= 16 \cdot 2664 \cdot 150 = 6393600 \text{ руб./год,} \\
D_{\text{н.вр.}} &= 16 \cdot 75 \cdot 12 \cdot 150 \cdot 0,4 = 864000 \text{ руб./год,} \\
D_{\text{пр.дн.}} &= 16 \cdot 14 \cdot 12 \cdot 150 = 403200 \text{ руб./год,} \\
D_{\text{пр.}} &= 6393600 \cdot 0,3 = 1918080 \text{ руб./год,} \\
D_{\text{вред.}} &= 6393600 \cdot 0,12 = 767232 \text{ руб./год,} \\
Z_{\text{осн.}} &= 6393600 + 864000 + 403200 + 1918080 + 767232 = 8619912 \text{ руб./год,} \\
Z_{\text{доп.}} &= 8619912 \cdot 0,3 = 2585973,6 \text{ руб./год,} \\
Z_{\text{год.}} &= 8619912 + 2585973,6 = 11205885,6 \text{ руб./год.}
\end{aligned}$$

Так как вспомогательные рабочие могут работать не только в рассматриваемом цеху, то для них ЗП вычисляется с учетом коэффициента полезного участия, принятым 0,3.

$$Z_{\text{год.}} = 11205885,6 \cdot 0,3 = 3361765,68 \text{ руб./год.}$$

Полный годовой фонд ЗП составляет:

$$\begin{aligned}
\Phi_{\text{зп}} &= 53239368 + 2686362,5 + 2198919,4 + 8457382,7 + 3361765,68 = \\
&69943798,28 \text{ руб.}
\end{aligned}$$

Отчисления на социальные нужды составляют 30 % от полного годового фонда заработной платы:

$$Z_{\text{соц.}} = 127755997,4 \cdot 0,3 = 20983139,48 \text{ руб./год.}$$

## 5.2 Расчет затрат

### 5.2.1 Затраты на строительство

Для осуществления процесса сорбционного выщелачивания золотосодержащей руды необходим цех со следующими геометрическими параметрами: цех – каркасное здание: длина – 54 м, ширина – 42 м, высота – 23 м. Производственная площадь – 2268 м<sup>2</sup>; полный объем здания – 52164 м<sup>3</sup>.

Капитальные затраты на здание определяются по формуле [20]:

$$C_{\text{зд}} = C + C_{\text{от}} + C_{\text{вен}} + C_{\text{вод}} + C_{\text{кан}} + C_{\text{осв.}}, \quad (5.15)$$

где  $C$  – стоимость помещения, руб.;

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

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

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

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

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

Смета на строительство здания представлена в таблице 5.5.

Таблица 5.5 – Смета на строительство здания

Параметр	Значение	Единица измерения
Длина здания	54	м
Ширина здания	42	м
Высота здания	23	м
Площадь здания	2268	м <sup>2</sup>
Периметр здания	192	м
Выборка грунта (глубина 0,4 м)	400000	руб.
Основание под плиту (песок)	282000	руб.
Устройство монолитных стаканов под стойки каркаса	5577500	руб.
Основание под плиту (щебень)	616000	руб.
Устройство бетонного пола	4800000	руб.
Металлокаркас	4620000	руб.
Проф. лист (стены)	1417500	руб.
Проф. лист (кровля)	1768000	руб.
Ворота	120000	руб.
Полная стоимость	14749250	руб.
Цена строительства	7374,625	руб./м <sup>2</sup>

Затраты на санитарно-технические работы приведены в таблице 5.6.

Таблица 5.6 – Затраты на санитарно-технические работы

Затраты	Процент от ставки на постройку здания	Цена
Отопление	5	737463
Вентиляция	5	737463
Водопровод	3	442477
Канализация	3	442477
Освещение	2	294985
Итого:	18	2654865

Полная стоимость строительства здания составляет:

$$C_{зд} = 14749250 + 2654865 = 17404115 \text{ руб.}$$

### 5.2.2 Затраты на приобретение оборудования

Величины затрат на приобретение оборудования представлены в таблице 5.7.

Таблица 5.7 – Затраты на оборудование

Наименование	Количество, шт	Цена, руб./шт	Сумма, руб.
Агитатор	8	1400000	11200000
Вибрационный грохот	2	70000	140000
Вертикальный погружной насос	8	480000	3840000
Погружной грохот	8	300000	2400000
Центробежный насос	2	150000	300000
Напорная емкость	2	300000	600000
Емкость приема угля	1	200000	200000
Итого:			18680000

Срок службы оборудования цеха сорбционного выщелачивания составляет 6 лет для агитаторов и емкости, 4 года для погружных насосов и грохотов. Расходы на наладку и монтаж оборудования приведены ниже в таблице 5.8.

Таблица 5.8 – Расходы на наладку и монтаж оборудования

Наименование нормативов	% от стоимости оборудования	Сумма, руб.
Транспортные расходы	10	1868000
Устройство фундаментов	10	1868000
Монтаж трубопроводов	15	2802000
Антикоррозионные работы	5	934000

Наименование нормативов	% от стоимости оборудования	Сумма, руб.
Монтаж оборудования	25	4670000
КИПиА	10	1868000
Вспомогательное оборудование	5	934000
Итого:	80	14944000

Общие затраты на приобретение, монтаж и наладку оборудования составляют 33624000 руб. Полные капитальные затраты на строительство цеха и приобретение оборудования представлены в таблице 5.9.

Таблица 5.9 – Полные капитальные затраты

Наименование	Затраты, руб.
Строительство цеха	17404115
Оборудование	33624000
Итого:	51028115

### 5.2.3 Затраты на содержание оборудования, здания и амортизационные отчисления

Расчет производится согласно формуле [20]:

$$A = \frac{P \cdot a}{100} \cdot n \quad (5.16)$$

где  $A$  – расходы на содержание или амортизацию, руб./год;

$P$  – первоначальная стоимость основных средств, руб.;

$a$  – норма амортизации, %;

$n$  – количество оборудования

Норма амортизации оборудования зависит от срока службы, заявленного производителем. Для оборудования сроком службы 6 лет составляет:

$$a = 100 / 6 = 16,6$$

Для оборудования сроком службы 4 года составляет:

$$a = 100 / 4 = 25$$

1. Затраты на ремонт здания составляют 2 % от стоимости строительства цеха:

$$A_{\text{рем зд}} = 17404115 \cdot 0,02 = 348082 \text{ руб./год.}$$

2. Амортизационные отчисления составляют 5 % для здания:

$$A_{\text{амор зд}} = 17404115 \cdot 0,05 = 870206 \text{ руб./год.}$$

Суммарные затраты на эксплуатацию и содержание здание составляют 1218288 руб/год.

3. Затраты на ремонт оборудования составляют 15 % от стоимости:

$$A_{\text{рем об}} = 18680000 \cdot 0,15 = 2802000 \text{ руб./год.}$$

4. Содержание оборудования обходится в 3 % от стоимости:

$$A_{\text{сод об}} = 18680000 \cdot 0,03 = 560400 \text{ руб./год.}$$

5. Амортизационные отчисления на оборудование:

Необходимо рассчитать амортизацию здания и основного оборудования, цена которого выше 50000 руб.

Агитаторы сорбционного выщелачивания:

$$A = \frac{1400000 \cdot 16,7 \cdot 8}{100} = 1859200 \text{ руб.}$$

Вибрационные грохоты:

$$A = \frac{70000 \cdot 16,6 \cdot 2}{100} = 23240 \text{ руб.}$$

Вертикальные погружные насосы:

$$A = \frac{480000 \cdot 16,6 \cdot 8}{100} = 637440 \text{ руб.}$$

Погружные грохоты:

$$A = \frac{300000 \cdot 16,6 \cdot 8}{100} = 398400 \text{ руб.}$$

Центробежные насосы:

$$A = \frac{150000 \cdot 25 \cdot 2}{100} = 75000 \text{ руб.}$$

Напорная емкость:

$$A = \frac{300000 \cdot 16,7 \cdot 2}{100} = 100200 \text{ руб.}$$

Емкость приема угля:

$$A = \frac{200000 \cdot 16,7 \cdot 1}{100} = 1859200 \text{ руб.}$$

Суммарная амортизация для основного оборудования составит:

$$A = 23240 + 637440 + 398400 + 75000 + 100200 + 1859200 = 3302640 \text{ руб.}$$

Суммарные затраты на эксплуатацию и содержание основного оборудования :

$$A_{\text{рем+сод об}} = 2802000 + 560400 + 3302640 = 6665040 \text{ руб.}$$

Таким образом, затраты на содержание и амортизационные отчисления на здание и оборудования составляют

$$A_{\text{об+зд}} = 6665040 + 1218288 = 7883328 \text{ руб./Год.}$$

## 5.2.4 Технологические затраты

Затраты на электрическую энергию рассчитываются по формуле:

$$Z_{\text{эл.эн.}} = T_{\text{эл.эн.}} \cdot N_{\text{T}} \cdot T_{\text{р.об.}}, \quad (5.17)$$

где  $Z_{\text{эл.эн.}}$  – затраты на электроэнергию, руб./год;

$T_{\text{эл.эн.}}$  – стоимость 1 кВт · ч электроэнергии, руб., (8,5 руб.);

$N_{\text{T}}$  – суммарная мощность, кВт, (303 кВт);

$T_{\text{р.об.}}$  – время работы оборудования в год, ч, (7200 ч);

$$Z_{\text{эл.эн.}} = 8,5 \cdot 303 \cdot 7200 = 18543600 \text{ руб./Год.}$$

Расчет затрат на технологическую воду:

$$Z_{\text{вод.}} = T_{\text{вод.}} \cdot T_{\text{р.об.}} \cdot B, \quad (5.18)$$

где  $Z_{\text{вод.}}$  – затраты на воду, руб./год;

$T_{\text{вод.}}$  – стоимость 1 м<sup>3</sup> воды, руб., (15 руб./м<sup>3</sup>);

$B$  – часовой расход воды, м<sup>3</sup> (109 м<sup>3</sup>/ч);

$$Z_{\text{вод.}} = 15 \cdot 7200 \cdot 109 = 11772000 \text{ руб./Год.}$$

Затраты на воду для бытовых и хозяйственных нужд:

Норматив на потребление воды одним человеком на бытовые нужды – 0,15 м<sup>3</sup>/сутки. Из них приходится: 50 л. – ГВС, 100 л. – ХВС. Тариф ГВС – 141,69 руб/м<sup>3</sup>, ХВС – 30,99 руб/м<sup>3</sup>.

$$C_{(\text{вод.})} = V_{\text{в}} \cdot T_{\text{вод.}} \cdot T_{\text{р.об}} \cdot N \text{ руб,} \quad (5.19)$$

где N- количество персонала.

$$C_{(\text{х.вод.})} = 0,1 \cdot 365 \cdot 30,99 \cdot 32 = 36196,32 \text{ руб.}$$

$$C_{(\text{г.вод.})} = 0,05 \cdot 365 \cdot 141,69 \cdot 32 = 82747 \text{ руб}$$

Норматив на потребление питьевой воды – 0,002 м<sup>3</sup>/сут.

$$C_{(\text{вод.пит.})} = 0,002 \cdot 365 \cdot 30,99 \cdot 32 = 724 \text{ руб.}$$

Общие затраты на бытовую воду 119667,32 руб./год

Водоотведение:

$$C_{(\text{отв.})} = V_{\text{в}} \cdot T \cdot T_{\text{р.об}} \cdot N \text{ руб,} \quad (5.20)$$

$$C_{(\text{отв.})} = 0,15 \cdot 365 \cdot 32 \cdot 5,34 = 9355,68 \text{ руб.}$$

Затраты на освещение:

$$Z_{\text{осв.}} = \frac{15 \cdot S_{\text{п}} \cdot M \cdot T_{\text{р.об.}}}{1000} \cdot T_{\text{э}}, \quad (5.21)$$

где  $Z_{\text{осв.}}$  – затраты на освещение, руб./год;

15 – количество Ватт на 1 м<sup>2</sup> пола;

$S_{\text{п}}$  – площадь помещения, м<sup>2</sup>, (2268 м<sup>2</sup>);

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

$T_{\text{э}}$  – стоимость 1 кВт · ч электроэнергии, руб., (8,5 руб.);

$T_{\text{р.об.}}$  – число дней работы производства в году, (365 дней).

$$Z_{\text{осв.}} = (15 \cdot 2268 \cdot 24 \cdot 365 / 1000) \cdot 8,5 = 2533129,2 \text{ руб./год .}$$

Затраты на вентиляцию:

$$Z_{\text{вент.}} = (P_{\text{э.д.}} \cdot T_{\text{кал}}) \cdot T_{\text{эл.эн.}}, \quad (5.22)$$

где  $Z_{\text{вент.}}$  – затраты на вентиляцию, руб./год;

$T_{\text{кал}}$  – календарный фонд времени, ч;

$P_{\text{э.д.}}$  – мощность электродвигателя вентиляции, кВт. В цехе установлены вентилирующие устройства, в количестве 10 штук, ( $P_{\text{э.д.}} = 11$  кВт).

$$Z_{\text{вент}} = 11 \cdot 10 \cdot 24 \cdot 365 \cdot 8,5 = 8190600 \text{ руб./год.}$$

Затраты на отопление:

$$Z_{\text{отопл.}} = f \cdot T \cdot V_{\text{о.п.}} \cdot T_o, \quad (5.23)$$

где  $Z_{\text{отопл.}}$  – затраты на отопление, руб./год;

$f$  – норматив на отопление, 0,0002 Гкал за 1 м<sup>3</sup>;

$T$  – продолжительность отопительного сезона, ч, (4320 ч);

$V_{\text{о.п.}}$  – объем отапливаемого помещения, м<sup>3</sup>, (52164 м<sup>3</sup>);

$T_o$  – тариф на отопление, 2464,39 руб/Гкал.

$$Z_{\text{отоп.}} = 0,0002 \cdot 4320 \cdot 52164 \cdot 2464,39 = 111069308 \text{ руб./год.}$$

Затраты на ОТ и ТБ:

Расходы на охрану труда и технику безопасности составляют 12 % от полного годового фонда заработной платы:

$$Z_{\text{от. тб.}} = 127755997,4 \cdot 0,12 = 15330719,7 \text{ руб./год.}$$

### 5.2.5 Затраты на приобретение исходных реагентов

Затраты на исходные реагенты для участка переработки концентрата представлены в таблице 5.10.

Таблица 5.10 – Затраты на исходные компоненты

Наименование	Норма расхода в час, кг/ч	Расход т/год	Цена за тонну, руб	Затраты в год, тыс. руб./год
Активированный уголь	320	2803,2	118500	332179200
NaCN	1815,7	15905,5	110000	1749605000
Итого	-	-	-	2081784200

### 5.3 Калькуляция себестоимости передела

В таблице 5.11 приведены значения условно-постоянных и условно-переменных затрат (зависящих от объема производства и реализации товара).



Таблица 5.11 – Сводная таблица результатов

Статьи затрат	Сумма руб./год
Затраты на исходные реагенты:	
– NaCN	1749605000
– сорбент	332179200
Затраты на технологическую электроэнергию	18543600
Затраты на технологическую воду	11772000
Затраты на воду для бытовых нужд	119667,32
Водоотведение	9355,68
Затраты на производственное освещение	2533129,2
Затраты на вентиляцию	8190600
Затраты на отопление	111069308
<b>Итого условно-переменные затраты</b>	<b>2234021860,2</b>
Фонд ЗП	69943798,28
Отчисления на соц. нужды	20983139,48
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования:	
– амортизация оборудования	3302640
– тек. и кап. ремонты	2802000
– содержание оборудования	6665040
Цеховые расходы:	
– амортизация здания	870206
– тек. и кап. ремонты	348082
<b>Итого условно-постоянные затраты</b>	<b>104914905,76</b>
<b>Себестоимость передела</b>	<b>2338936765,96</b>

#### 5.4 Расчет точки безубыточности

Для рентабельности производства необходимо знать точку безубыточности производства продукта предприятия. Данный показатель показывает минимальный объем выручки необходимый для покрытия своих постоянных и переменных затрат. Точка безубыточности рассчитывается по формуле:

$$Q = \frac{C_{\text{пост}}}{C_{\text{пр}} \cdot K_{\text{н}} - C_{\text{уд}}}, \quad (5.24)$$

где  $C_{\text{пост}}$  – постоянные издержки, руб./год;

$C_{\text{пр}}$  – себестоимость передела, руб./кг;

$K_{\text{н}}$  – коэффициент наценки на готовую продукцию;

$C_{\text{уд}}$  – переменные удельные затраты на единицу продукции, руб./кг.

$$Q = \frac{104914905,76}{3341338,24 \cdot 1,1 - 3191459,8} = 216,76 \text{ кг/год.}$$

Годовая производительность завода – 700 кг/год.

Тогда чистая прибыль составит:

$$\Pi = (700 - 216,76) \cdot (25938004,07 \cdot 1,1 - 3191459,8) = 233894086,46 \text{ руб.}$$

## **Выводы по главе 5**

Был осуществлен расчет численности персонала, требуемого для ведения технологического процесса, явочная численность которого составила 22 человека в день за две смены, без учета начальника цеха и старшего технолога, работающих в одну смену. Произведен расчет годового фонда заработной платы основных, вспомогательных рабочих цеха и инженерно-технических работников, который составил 127755997,4 руб./год.

Была рассчитана себестоимость передела, составляющая 18156602846,8 рублей. При этом, основная доля затрат приходится на дорогие реагенты, а также отопление помещения, ввиду его больших размеров. При стоимости одной унции золота 1792,8 USD и среднегодовом курсе доллара к рублю равном 73,67 получим, что годовая прибыль золотоизвлекательной фабрики при производительности 0,7 т/год по металлу равна 233894086,46 руб.

## **6 Социальная ответственность**

### **6.1 Описание технологического процесса и оборудования**

Для осуществления технологического процесса сорбционного цианирования золотосодержащей руды в цехе расположено следующее оборудование:

- агитаторы сорбционного цианирования;
- вибрационные грохоты.

Для рассматриваемого цеха определены следующие вредные и опасные факторы, согласно [21]:

- акустическое воздействие (шум) на рабочий персонал (шум от работы основного (агитаторы, грохоты) и вспомогательного оборудования (насосы, компрессоры) и вытяжных устройств;

- повышенный уровень общих вибраций (вибрация от работы грохотов, вспомогательного оборудования);

- повышенная загазованность воздуха рабочей зоны (из-за возможного выделения синильной кислоты на стадии цианирования золотосодержащей пульпы);

- электрическое воздействие (наличие токоведущих частей оборудования, АСУТП (щитков), нарушения целостности заземлений, кабелей);

- химическое воздействие (синильная кислота, цианид натрия);

- наличие взрывоопасных веществ (синильная кислота);

- производственное освещение (недостаток в световой освещенности помещения приводит к ухудшению эффективности зрения, увеличению утомляемости, что может привести к травме рабочего).

В ходе осуществления технологического процесса допускается вредное воздействие предприятием и рассматриваемым цехом на окружающую среду. Наносимый вред нормируется относительно [22].

Мероприятия по пожарной безопасности проводятся и регламентируются относительно [23].

## **6.2 Анализ вредных факторов в проектируемом цехе**

### **6.2.1 Шум**

Источниками шума в цехе сорбционного цианирования золотосодержащей руды являются: агитаторы, грохоты, насосы, вытяжные устройства.

Длительное воздействие шума на организм человека оказывает вредное влияние на слуховой аппарат, центральную нервную систему, приводит к рассредоточению внимания, что может привести к травматизму рабочего [24].

Допустимый эквивалентный звуковой уровень на рабочем месте не должен превышать диапазон в 80 дБ [25].

Негативное воздействие шума уменьшают установкой на рабочих аппаратах шумоизоляторов и защитных кожухов. Для рабочего персонала применяются средства индивидуальной защиты [26], включающие в себя: наушники, смонтированные с защитной каской; противозумный вкладыш, носящийся во внутренней части слухового канала или в ушной раковине.

### **6.2.2 Микроклимат**

К основным нормируемым показателям микроклимата относятся: температура помещения, относительная влажность и скорость движения воздуха, интенсивность теплового излучения от нагретых поверхностей (оборудования, сырья, электродвигателей, трубопроводов и т.д.). Данные факторы влияют на самочувствие рабочего в течение суточной смены [27].

Нарушение микроклимата может привести к переохлаждению или перегреву рабочего, вызывающее простудные заболевания или тепловой удар, соответственно. В обоих случаях будет наблюдаться снижение производительности труда рабочего, увеличения числа ошибок на рабочем месте. Производимые работы в цехе по степени тяжести относятся к категории II а (средняя тяжесть), так как потребляемые энергозатраты рабочим в течение смены составляют от 175 до 232 Вт.

В таблице 7.1 приведены оптимальные и допустимые микроклиматические условия, согласно [28].

Таблица 6.1 – Оптимальные и допустимые величины показателей микроклимата на рабочих местах производственных помещений

Период года	Категория работ по уровню энергозатрат, Вт	Температура воздуха, °С		Температура поверхностей, °С		Относительная влажность воздуха, %		Скорость движения воздуха, м/с	
		О	Д	О	Д	О	Д	О	Д
Холодный	IIа Средней тяжести (175-232)	19-21	17-23	18-22	16-24	60-40	75	0,2	не более 0,3
Теплый	IIа Средней тяжести (175-232)	20-22	16-27	19-23	17-28	60-40	65	0,2	Не более 0,4

Применение системы действующей приточно-вытяжной вентиляции, отопления (холодный период года) и кондиционирования воздуха (теплый период года), действующей системы отопления позволит создать благоприятные условия труда для рабочего персонала.

Нормативные показатели температуры воздуха и кратности воздухообмена указаны в документе [29]. Согласно документу, кратность воздухообмена в производственных помещениях, с применением цианидов, составляет 3 [29]. Расчет кратности воздухообмена в помещении осуществляется по формуле:

$$N = \frac{Q_{\text{Возд}}}{V_{\text{Пом}}}, \quad (6.1)$$

где  $N$  – кратность (раз в час);

$Q_{\text{Возд}}$  – нужное количество свежего воздуха в час, м<sup>3</sup>/ч;

$V_{\text{Пом}}$  – объем помещения, м<sup>3</sup>.

Для цеха с длиной 54 метра, шириной 42 метра и высотой 23 метра рассчитаем объем помещения по формуле:

$$V = a \cdot b \cdot c, \quad (6.2)$$

где  $a$  – высота, м;

$b$  – ширина, м;

$c$  – длина, м.

$$V = 54 \cdot 42 \cdot 23 = 52164 \text{ м}^3.$$

Количество свежего воздуха в час рассчитывается по формуле:

$$Q_{\text{Возд}} = N \cdot V, \quad (6.2)$$

где  $N$  – кратность (раз в час), равное 3;

$V_{\text{Пом}}$  – объем помещения, м<sup>3</sup>.

$$Q_{\text{Возд}} = 3 \cdot 52164 = 156492 \frac{\text{м}^3}{\text{ч}}.$$

Для нагнетания такого объема воздуха в приточную вентиляцию необходимо установить 2 приточных установки производителя Systemair производительностью 88000 м<sup>3</sup>/ч модели HNFlex R2414 [47].

### 6.2.3 Вибрация

Вибрация на проектируемом цехе возникает от грохотов, насосов, компрессоров, движущихся деталей механизмов.

Длительное воздействию производственной вибрации приводит к развитию нервных заболеваний, нарушению функционирования сердечно-сосудистой системы, опорно-двигательного аппарата, повышению утомляемости, нарушению координации движения. Совокупность этих факторов

приводит к возникновению вибрационной болезни [31].

Нормы воздействия вибрационной нагрузки на оператора для восьмичасовой длительности смены, представлены в таблице 7.2, согласно [31].

Таблица 6.2 – Нормы вибрационной нагрузки на оператора для восьми часовой длительности смены

Вид вибрации	Категория вибрации по санитарным нормам	Направление действия	Нормативные скорректированные по частоте и эквивалентные скорректированные значения			
			виброускорение		виброскорости	
			м·с <sup>-2</sup>	дБ	м·с <sup>-1</sup> ·10 <sup>-2</sup>	дБ
Локальная	-	X <sub>л</sub> , Y <sub>л</sub> , Z <sub>л</sub>	2,0	126	2,0	112
Общая	3 тип «а»	X <sub>0</sub> , Y <sub>0</sub> , Z <sub>0</sub>	0,1	100	0,2	92

Вибрация может служить причиной поломки и разгерметизации оборудования. Для устранения негативного вибрационного воздействия необходимо устанавливать защитные виброизоляторы; осуществлять установку вибрирующих приборов (насосы, компрессоры) на отдельных фундаментах.

Соблюдение оптимального режима работы оборудования и использования работниками средств индивидуальной защиты: рукавиц [40], перчаток [40], виброзащитной обуви [37], а также ограничение времени нахождения рабочих в зоне эксплуатации аппаратов с повышенным уровнем вибрации, сводит к минимуму вредное воздействие на здоровье рабочих [32].

#### 6.2.4 Вредные вещества

В процессе сорбционного цианирования золотосодержащей пульпы используются следующие химические вещества: диоксид кремния, цианид



натрия, синильная кислота, гидроксид кальция, гидроксид натрия.

Вдыхание пыли диоксида кремния может вызывать поражение органов дыхания – бронхит, пневмокониоз или развитие общей реакции – аллергии. Синильная кислота является сильнодействующим ядом – влияет на работу нервной и дыхательной системы. При работе со щелочами возможны хронические поражения кожи – язвы, экземы. В таблице 7.3 представлены значения ПДК используемых веществ в воздухе рабочей зоны, а также класс опасности веществ [33].

Таблица 6.3 – Предельно-допустимые концентрации веществ в воздухе рабочей зоны, а также класс опасности веществ

Наименование компонентов	Класс опасности	ПДК в воздухе рабочей зоны, мг/м <sup>3</sup>
SiO <sub>2</sub>	3	1
NaCN	2	0,3
HCN	1	0,3
NaOH	2	0,5

Негативное воздействие вредных веществ на организм человека устраняется применением как коллективных, так и индивидуальных средств защиты персонала.

К коллективной защите относится: применение целостных трубопроводов из стойкого металла; полная герметизация оборудования; окрашивание емкостей и коммуникации в определенный цвет; наличие эффективно действующей вентиляции со своевременной проверкой ее рабочего состояния; полная или частичная автоматизация и механизация технологического процесса; постоянный контроль состава воздуха на присутствие в нем вредных веществ; наличие предупреждающих знаков [33].

Обслуживающий персонал обеспечивается средствами индивидуальной защиты, спецодеждой и обувью в соответствии с общепринятыми

нормами [33-39]. Проектируемый цех имеет 2-й класс опасности по содержанию вредных веществ в воздухе рабочей зоны [28].

### 6.2.5 Производственное освещение

При недостаточном качестве освещенности рабочего помещения снижается эффективность зрительных функций человека, повышается утомляемость, происходит рассредоточение внимания, что может стать причиной травматизма рабочего или вызвать поломку частей основного оборудования.

Поэтому главной задачей производственного освещения является создание комфортной атмосферы для труда и отдыха рабочего персонала, рациональное использование источников дневного освещения с целью снижения производственных энергозатрат.

В ходе наблюдения за технологическим процессом необходимо следить за показаниями приборов, производить обслуживание аппаратов, что соответствует средней точности характера зрительной работы (наименьший размер объекта различения от 0,5 до 1,0 мм). Данному виду зрительной точности соответствует общая освещенность рабочего места не менее 400 Лк, согласно [30]. Необходимо установить дополнительное освещение в местах загрузки и разгрузки материала (не менее 150 Лк). Так же дополнительные источники света устанавливаются на каждой рабочей установке для осуществления удобства ремонтных работ. Предусмотрение аварийного освещения (200 Лк) исключает возникновение травматизма рабочих из-за продолжения работы производственного оборудования [41].

Для расчета светового потока лампы или ряда ламп воспользуемся формулой:

$$\Phi = \frac{E_H \cdot S \cdot K_3 \cdot Z}{n \cdot \eta}, \quad (6.3)$$

где  $E_H$  – нормируемая минимальная освещенность, лк;

$S$  – площадь освещаемого помещения, м<sup>2</sup>;

$K_z$  – коэффициент запаса, учитывающий загрязнение светильника;

$Z$  – коэффициент неравномерности освещения;

$n$  – число светильников, рядов светильников;

$\eta$  – коэффициент использования светового потока.

Согласно СНиП 23-05-95 [41]  $E_n$  принимаем равным 200 лк. Площадь помещения составляет 2268 м<sup>2</sup>. Коэффициент неравномерности освещения для люминесцентных ламп при расчётах берется равным 1,1. Коэффициент запаса, учитывающий загрязнение светильника для помещений со средним выделением пыли составляет 1,5. Коэффициент использования светового потока составляет 50. Число рядов светильников составляет 5.

Тогда необходимое количество светового потока от одного ряда ламп в помещении составляет:

$$\Phi = \frac{200 \cdot 2268 \cdot 1,5 \cdot 1,1}{5 \cdot 50} \cdot 100 = 272160 \text{ лм.}$$

Для помещения используем светильники Л7Б03. Мощность таких светильников составляет 10 × 30 Вт.

Расчет светильников в ряду производим по формуле:

$$n = \frac{\Phi}{\Phi_1}, \quad (6.4)$$

где  $\Phi$  – световой поток ряда;

$\Phi_1$  – световой поток одной лампы.

$$n = \frac{272160}{10 \cdot 30} = 90,72 \text{ шт.}$$

Округляем до наибольшего целого числа.

Для освещения помещения цеха площадью 2268 м<sup>2</sup> осветительными приборами модели Л7Б03 необходимо установить 5 рядов светильников по 91 светильник в ряду. Общее количество осветительных приборов в цехе составило 455 шт.

## **6.3 Анализ опасных факторов, проектируемой производственной среды**

### **6.3.1 Электробезопасность**

Наличие в цехе электродвигателей, управляющего оборудования, насосов, щитков АСУТП вызывает опасность поражения электрическим током. Производственное помещение относится ко 2й категории «опасные помещения по электробезопасности» согласно ПУЭ [43].

Для исключения случайного обхвата рукой различных токоведущих частей оборудования, пробое изоляции, приводящих как к ожогам легкой тяжести, так и к летальному исходу, необходимо предусмотреть средства коллективной и индивидуальной защиты [44].

К коллективным средствам относится: наличие защитных оболочек; изоляция токоведущих частей; защитные отключения; предупреждающие знаки. К индивидуальным средствам защиты относят: спецодежду, диэлектрические перчатки, обувь, защитные каски и очки [44].

Проектируемый цех относится к первому классу электробезопасности (помещения без повышенной опасности), т.к. соблюдается условия: температура ниже 35 °С, влажность ниже 75 %, наличие заземления [43].

### **6.3.2 Пожаровзрывобезопасность**

На основании [23] проектируемый цех относится к к категории «А» по пожарной и взрывопожарной опасности, т.к. в процессе сорбционного цианирования золотосодержащей пульпы возможно выделение синильной кислоты.

Основными причинами возгораний и взрывов на территории цеха может служить неисправность электрооборудования и утечка синильной кислоты. Органы дыхания обслуживающего персонала защищаются,

предоставлением противогазов, респираторов, самоспасателей, пневмошлемов и пневмомасок согласно [44].

Профилактические мероприятия (техническое обслуживание установок, текущий и капитальный ремонты) позволят избежать возникновения пожаро- и взрывоопасных ситуаций.

Необходимо осуществлять визуальный осмотр электрооборудования, проверять наличие и исправность коллективных средств защиты (ограждений, щитков, изоляции и т.д.), заземления, осуществлять устранение дефектов и замену старых проводов новыми, проверку наличия исправных пожарных кранов, огнетушителей, песка для гашения огня на электрооборудовании [43].

#### 6.4 Чрезвычайные ситуации

Возможные чрезвычайные ситуации (ЧС) и меры по их предупреждению и ликвидации последствий для проектируемого цеха приведены в таблице 7.4.

Таблица 7.4 – ЧС, меры предупреждения и ликвидации последствий

Возможные ЧС	Меры предупреждения ЧС	Меры ликвидации последствий ЧС
Отравление персонала раствором цианида натрия	Необходимо отслеживать уровень токсичных растворов в емкости, проводить периодические технические осмотры на предмет вмятин, трещин, коррозии и капитальные ремонты емкости	Вывод персонала на свежий воздух, проветривание рабочей зоны. Предусмотрено наличие индивидуальных средств защиты. Пострадавшим необходим вызов спасательных служб (112).

Продолжение таблицы 6.4

<p>Пожар из-за неисправности электрооборудования</p>	<p>Проверка состояния проводов и кабелей и их изоляции.</p>	<p>Тушение пожара с помощью средств пожаротушения. Пострадавшим необходим вызов спасательных служб (112).</p>
<p>Отравление персонала, вследствие утечки синильной кислоты</p>	<p>Проверка оборудования на герметичность, установка датчиков концентрации синильной кислоты</p>	<p>Вывод персонала на свежий воздух, проветривание рабочей зоны. Вызов спасательных служб пострадавшим (112).</p>
<p>Отравление, вследствие исправности в вентиляционной системе, вызывающие возможность превышения ПДК в воздухе рабочего помещения</p>	<p>Необходимо проводить технические осмотры на выявление повреждений и неисправностей и капитальные ремонты вентиляционной системы</p>	<p>Вывод персонала из производственной зоны, создание условий естественной циркуляции воздуха (открытие окон, ворот). Вызов спасательных служб пострадавшим (112).</p>

## **Выводы по главе 6**

В данной главе было рассмотрено влияние вредных (шум [25], вибрация [25], микроклимат [27], вредные вещества [33], производственное освещение [30]) и опасных (электро- и пожаро- безопасность) факторов на состояние рабочего персонала. Для технологического процесса установлены нормированные параметры по вредным производственным факторам. Были подобраны средства коллективной и индивидуальной защиты для персонала.

Цех по сорбционному цианированию золотосодержащей пульпы относится ко второму классу электробезопасности – опасные помещения по электробезопасности [42] и к категории «А» по пожарной и взрывопожарной опасности [23].

Были описаны возможные чрезвычайные ситуации, пути предупреждения и ликвидации последствий.

## 7 Контроль и автоматизация процесса

Автоматизация технологического процесса – это совокупность методов и средств, предназначенная для реализации системы или систем, позволяющих осуществлять управление производственным процессом без непосредственного участия человека [46].

К основным целям автоматизации технологических процессов можно отнести повышение эффективности и безопасности производственного процесса. Внедрение автоматических устройств обеспечивает высокое качество продукции, уменьшение отходов, уменьшение затрат сырья и энергии, уменьшение численности основных рабочих, снижение капитальных затрат на строительство зданий, удлинение сроков межремонтного пробега оборудования и снижение влияния «человеческого» фактора на производство [47].

Химическая промышленность отличается сложностью и высокой скоростью протекания технологических процессов, чувствительностью их к нарушению режима, вредностью условий работы, токсичностью, взрыво- и пожароопасностью используемых веществ. В связи с перечисленным, автоматизации в химической промышленности уделяется большое внимание.

Комплексная автоматизация процессов химической технологии обеспечивает не только автоматическое обеспечение нормального хода этих процессов с использованием различных автоматических устройств (контроля, регулирования, сигнализации), но и автоматическое управление пуском и остановкой аппаратов для ремонтных работ и при аварийных ситуациях.

В данном дипломном проекте разработана схема автоматизации процесса гидрометаллургической переработки золотосодержащего концентрата на стадии сорбционного выщелачивания цианидом натрия.

Необходимость автоматизации данного процесса обусловлена опасными и вредными факторами, присутствующими в производстве и создающими опасность для людей, контактирующих с оборудованием. Для



обеспечения контроля над процессом будет использована комплексная автоматизация с дистанционным управлением, призванная свести к минимуму всё вредное воздействие производства на работников.

### **7.1 Описание функциональной схемы автоматизации**

Объектом автоматизации является цех сорбционного извлечения золота из концентрата. В цехе происходят непрерывные процессы выщелачивания и сорбции в 8 агитаторах. Функциональная схема автоматизации со всей последовательностью аппаратов представлена в приложении А.

Пульпа из цеха нейтрализации самотёком поступает на линейный грохот, на котором происходит очистка пульпы от щепы и крупного мусора, однородная пульпа самотеком поступает в первый агитатор каскада сорбционного цианирования. Контроль расхода пульпы осуществляется датчиком расхода (позиция 1-1). Совместно с пульпой в первые три аппарата сорбции из каскада поступает 40 % раствор NaCN, расход которого регистрируется датчиками (позиции 5-1, 12-1, 19-1). Раствор NaCN из ёмкости подается при помощи насоса (позиция 30-1). Емкость с цианидом натрия снабжена сигнализатором нижнего уровня (позиция 24-1).

Так как агитаторы в каскаде сорбционного выщелачивания расположены на разном уровне, то пульпа самотеком перетекает последовательно из первого агитатора во второй, проходя через промежуточный погружной грохот, где пульпа отделяется от угля и т.д. В первых трёх агитаторах каскада происходит регулирование концентрации NaCN с помощью датчиков измерения концентрации (позиции 6-1, 13-1, 20-1), которые связаны с вентилями (позиции 8, 17, 26). В остальных агитаторах каскада происходит регистрация концентрации NaCN с помощью датчиков (позиции 28-1, 34-1, 40-1, 46-1, 52-1). Процесс сорбционного выщелачивания на угле происходит в интервале pH от 10,3 до 10,6. Контроль pH в каждом

агитаторе осуществляется с помощью рН – метров (позиции 4-1, 11-1, 18-1, 27-1, 33-1, 39-1, 45-1, 51-1), показания которых выводятся на панель управления диспетчера завода.

Перемешивание в агитаторах осуществляется механическими перемешивающими устройствами, работающих от электродвигателей (позиции 3, 12, 21, 32, 39, 46, 53, 60). Вращение клетей с лопастями в периферийной области погружных грохотов с целью предотвращения забивания щелей грохота осуществляется с помощью электродвигателей (позиции 4, 13, 22, 33, 40, 47, 54, 61).

Активированный уголь поступает на процесс сорбции из цеха регенерации угля. Уголь направляется в последний аппарат каскада и движется противотоком навстречу пульпе. Перекачивание смеси угля и воды из одного аппарата в другой осуществляется с помощью погружных насосов (позиции 9, 18, 27, 36, 43, 50, 57, 64). На выходе из каскада агитаторов активированный уголь направляется на линейный вибрационный грохот, где происходит процесс его отмывки от пульпы, после чего отмытый насыщенный золотом уголь направляется на участок кислотной промывки, а остатки пульпы с помощью насоса (позиция 69) направляются обратно в каскад.

Процесс цианидного выщелачивания протекает в присутствии кислорода и воздуха. Кислород из компрессорной подаётся параллельно в каждый агитатор каскада. Расход кислорода регистрируется и регулируется с помощью расходомеров (позиции 8-1, 15-1, 22-1, 30-1, 36-1, 42-1, 48-1, 54-1), которые соединены с вентилями (позиции 11, 20, 29, 38, 45, 52, 59, 66). Давление кислорода в трубопроводе измеряется при помощи датчика давления (позиция 57-1).

Последний аппарат каскада выщелачивания снабжён датчиком регулирования уровня (позиция 55-1), который связан с насосом (позиция 68), с помощью которого осуществляется регулирование уровня. При аварийном нижнем уровне происходит остановка насоса. При достижении

верхнего уровня происходит подача сигнала. Регулирование уровня происходит в зависимости от числа оборотов насоса. Все ёмкости каскада сорбции снабжены сигнализаторами верхнего уровня (позиция 58-1) для предотвращения холостой работы погружных насосов.

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

Контролю подлежат:

- расход пульпы в трубопроводе;
- концентрация цианида натрия в агитаторах;
- уровень в ёмкости цианида натрия;
- рН пульпы в агитаторах;
- расход кислорода в трубопроводах;
- давление кислорода в трубопроводе;
- уровень в ёмкостях сорбции.

Сигнализации подлежат:

- рН пульпы в агитаторах;
- уровень в ёмкости цианида натрия;
- уровень в ёмкостях сорбции.

Регулированию подлежат:

- расход пульпы в трубопроводе;
- концентрация цианида натрия в агитаторах;
- расход кислорода в трубопроводах;
- уровень в последней ёмкости сорбции.

### **7.3 Измеряемые параметры**

Технологический процесс состоит из многих единичных операций, которые выполняются параллельно, последовательно или комбинированно, когда начало последующей операции сдвинуто по отношению к началу предыдущей.

Целью автоматизированной системой управления технологическим процессом является увеличение качества выпускаемой продукции, соблюдение технологических операций и оптимизация процесса.

К типовым параметрам подлежащих контролю и регулирования относят расход, температуру, уровень, давление.

Для автоматизации процесса сорбционного выщелачивания золотосодержащей руды необходимо измерение следующих параметров:

Позиция прибора по схеме	Параметр	Аппарат, оборудование	Устанавливаемый предел технологии		Значение установок				Операции выполняемые при блокировке
			Мин.	Макс.	Сигнализация		Блокировка		
					Мин.	Макс.	Мин.	Макс.	
1-1	Расход пульпы, м3/ч	Трубопровод	95	105	90	110	-	150	Световая и звуковая сигнализация. Отключение насоса подачи пульпы
8-1, 15-1, 22-1, 30-1, 36-1, 42-1, 48-1, 54-1	Расход кислорода, м3/ч	Трубопровод	60	120	50	150	-	-	-
4-1, 11-1, 18-1, 27-1, 33-1, 39-1, 45-1, 51-1	pH-метр	Агитатор	10	11	9,5	11,5	-	-	-
6-1, 13-1, 20-1, 28-1, 34-1, 40-1, 46-1, 52-1	Концентрация раствора NaCN	Агитатор	-	-	-	-	-	-	-
24-1	Уровень, %	Емкость раствора NaCN	30	80	10	90	-	-	-
57-1	Давление кислорода, мПа	Трубопровод	0,4	0,8	0,3	0,9	-	0,95	Световая и звуковая сигнализация. Отключение насоса подачи кислорода в агитатор.
55-1	Уровнемер %	Агитатор	60	85	30	90	-	98	Световая и звуковая сигнализация. Увеличение оборотов насоса откачки раствора на участок фильтрации.

## 7.4 Подбор контрольно-измерительных приборов

Основные параметры датчиков и преобразователей, применяемых в автоматизации цеха, представлены в таблице 7.1.

Таблица 7.1 – Характеристики датчиков и преобразователей

Позиция	Название	Параметры
4-1, 11-1, 18-1, 27-1, 33-1, 39-1, 45-1, 51-1	рН-метр типа «ПМП-132»	Диапазон рН 0 -12; Основная погрешность $\pm 0,02$ , ед. рН; Давление не более 0,5 Мпа; ЭДС, мВ $\pm 2$ .
1-1, 5-1, 12-1, 19-1	Электромагнитный расходомер SITRANS FM MAGFLO MAG 3100	Рабочая температура от $-40$ до $180$ °С; степень защиты IP67 / IP68; точность 0,25 – 0,5 %; электроды AISI 316 Ti, моннель, платина / иридий, титан, тантал; давление до 40 бар
24-1, 58-1	Ультразвуковой сигнализатор уровня СУР – 7	Температура контролируемой среды от минус 45 до $100$ °С; давление контролируемой среды до 10,0 МПа; маркировка взрывозащиты 0ExiaПВТ5 X; степень защиты IP68 по ГОСТ 14254
8-1, 15-1, 22-1, 30-1, 36-1, 42-1, 48-1, 54-1	Термоанемометрический расходомер газов VA 570	Рабочая температура от $-40$ до $180$ °С; степень защиты IP67; точность 1,5 %; рабочее давление 16 бар.
57-1	Датчик давления с плоской мембраной Trafag	Диапазон измерений, бар: от 0 до 100; Тип измеряемого давления - избыточное; Точность, %ВПИ: $\pm 0,4$ %; Выходные сигналы: 4-20мА; 0,5-4,5В; 1-6В; Температура процесса, °С: $-40...125$ ; Степень защиты: IP65; Материал корпуса: нержавеющая сталь
6-1, 13-1, 20-1, 28-1, 34-1, 40-1, 46-1, 52-1	Ионометр Bante931-Cn Benchtop Cyanide Ion Meter	Диапазон измерений: от $5 \cdot 10^{-6}$ до 0,01 М; точность 1 %; рабочая температура от 0 до $105$ °С; степень защиты IP67

## **Выводы по главе 7**

Выполнена комплексная автоматизация процесса сорбционного выщелачивания золота на активированном угле. Автоматизация технологического процесса привела к улучшению основных показателей эффективности производства: увеличению объема выпускаемой продукции, снижению количества реагентов, улучшению качества выпускаемой продукции, повышению производительности и эффективности труда, так же улучшению условий труда обслуживающего персонала. Разработанная функциональная схема автоматизации, облегчающая управление процессами, облегчающая труд и сокращающая численность обслуживающего персонала.

## **Заключение**

В ходе написания дипломного проекта был проведен аналитический обзор литературы о некоторых из существующих гидрометаллургических методов извлечения золота из руд и концентратов, а также аппаратного оформления процессов. На основании полученных данных был выбран метод сорбционного выщелачивания руд.

В качестве основного аппарата выбран агитатор сорбционного цианирования. Была составлена аппаратно-технологическая схема рассматриваемого процесса.

Произведены расчеты материального баланса процесса сорбционного выщелачивания золотосодержащей руды.

На основе данных материального баланса был произведён расчет основного аппарата, имеющий следующие геометрические размеры: высота аппарата – 10 м, диаметр аппарата – 8 м. Материал аппарата – коррозионностойкая сталь 08Х13.

Определены габаритные размеры вспомогательного оборудования, относительно которых спроектирован план цеха сорбционного выщелачивания, имеющий следующие параметры: несущая конструкция – каркас ЛМК (легкие металлические конструкции). Длина цеха – 54 м, ширина – 42 м, высота – 23 м. Производственная площадь составила 2268 м<sup>2</sup>. Полный объем здания 52164 м<sup>3</sup>.

Произведен расчет численности персонала основных и вспомогательных рабочих, явочная численность которых составила 22 человека за день (в 2 смены), без учета начальника цеха и старшего технолога, работающих в одну смену. Расчет годового фонда заработной платы составил 127755997,4 руб./год.

Была рассчитана себестоимость передела, составляющая 18156602846,8 рублей. Основная доля затрат приходится на закупку реагентов и отопление помещения.



Годовая прибыль золотоизвлекательной фабрики при производительности 0,7 т/г по металлу составила 233894086,46 руб. (при стоимости одной унции золота 1792,8 USD и среднегодовом курсе доллара к рублю равном 73,67).

Рассмотрены основные пункты социальной ответственности Данный раздел включает в себя пункты: промышленная санитария, электробезопасность, пожаробезопасность, производственное освещение, шум, вибрация.

Разработана система автоматизации процесса сорбционного выщелачивания золотосодержащей пульпы, определены основные параметры процесса, подлежащие контролю, регулированию и сигнализации. Подобраны первичные преобразователи для автоматизации процесса сорбционного выщелачивания.

## Список использованных источников

1. Gold Mania. Применение [Электронный ресурс]: Золото – применение. – 2014. – URL: [http://goldomania.ru/menu\\_028.html](http://goldomania.ru/menu_028.html), доступ свободный. – Яз. рус. Дата обращения 19.10.2018.
2. Кто в курсе. Аналитика [Электронный ресурс]: 10 главных золотодобывающих стран мира. – 2018. – URL: <http://ktovkurse.com/mirovaya-ekonomika/10-glavnyh-zolotodobyvayushhih-stran-mira>, доступ свободный. – Яз. рус. Дата обращения 19.10.2018.
3. Стрижко Л.С. Metallургия золота и серебра. Учебное пособие для вузов. – М.: МИСИС, 2001. – 336 с.
4. Масленицкий И.Н. Metallургия благородных металлов. Учебное пособие / И.Н. Масленицкий, Л.В. Чугаев, В.Ф. Борбат, М.В. Никитин. – М.: Metallургия, 1987. – 432 с.
5. Зеликман А.Н. Теория гидрометаллургических процессов. Учебное пособие / А.Н. Зеликман, Г.М. Вольдман, Л.В. Белевская. – М.: Metallургия, 2003. – 464 с.
6. Меретуков М.А. Золото: химия, минералогия, metallургия. Учебное пособие. – М.: Metallургия, 2008. – 460 с.
7. Биохимическое выщелачивание упорных золотосодержащих продуктов [Электронный ресурс] / ООО Научная электронная библиотека – Электрон. дан. – М.: Наука и технологии, 2000 – 2017. – Режим доступа : <https://elibrary.ru/item.asp?id=17799296>. – Загл. с экрана. – Яз. рус.
8. Бочаров В.А. Технология золотосодержащих руд / В.А. Бочаров, Д.В. Абрютин. – М.: Мисис, 2011. – 420 с.
9. Корольков Н.Н. Теоретические основы ионообменной технологии. Краткий справочник химика / Под ред. Перельмана А.Н. – М.: Химия, 1959. – 21 с.
10. Барченков В.В. Основы сорбционной технологии извлечения золота и серебра из руд / В.В. Барченков. – М.: Metallургия, 1996. – 130 с.

11. Касаткин А.Г. Основы процессы и аппараты химической технологии. Учеб. пособие для вузов / 7-е изд. перераб. и доп. – М.; «ГНИ химической литературы», 1991. – 832 с.

12. Кононова О.Н. Сорбционное извлечение золота из растворов и пульп. Учебное пособие / О.Н. Кононова, А.Г. Холмагоров, Ю.С. Кононов. – Сибирский Федеральный Университет, 2011. – 197 с.

13. Касаткин А.Г. Основы процессы и аппараты химической технологии. Учеб. пособие для вузов / 7-е изд. перераб. и доп. – М.; «ГНИ химической литературы», 1991. – 832 с.

14. Чугаев Л.В. Metallургия благородных металлов. 2 - изд. – М.: Metallургия, 1987. – 432 с.

15. Концентрирование золота и металлов платиновой группы на углеродных сорбентах / А.С. Буйновский, Т.В. Ковыркина, Л.Д. Агеева, Н.А. Колпакова. – Северск: СГТИ, 2005. – 110 с.

16. Адсорбция ионов  $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$  из водных растворов активными углями / Р.И. Ибрагимова [и др.] // Физикохимия поверхности и защита материалов. – 2013. – № 4. – с. 378-383.

17. Шиврин Г. Н. Технологические расчеты процессов и оборудования золотоизвлекательных заводов: учебное пособие / Г. Н. Шиврин, В. С. Стрижко. – Красноярск: Буква, 1976. – 92 с.

18. Лацинский А.А., Толчинский А.Р. Основы конструирования и расчета химической аппаратуры. – Ленинград: Машиностроение, 1970. – 752 с.

19. Трепененков Р.И. Альбом чертежей конструкций и деталей промышленных зданий / Р.И. Трепененков. Учеб. пособие для вузов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Стройиздат, 1980. – 284 с.

20. Криницына З.В. Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение: учебно-методическое пособие / З.В. Криницына, И.Г. Ведяев. – Томск: Изд-во Томского политехнического

университета, 2004. – 73с.

21. ГОСТ 12.0.003–2015. ССБТ. Опасные и вредные производственные факторы. – М: ИПК Издательство стандартов, 2016. – 10 с.

22. №7-ФЗ. Об охране окружающей среды. – М: Кремль, 2002. – 75с.

23. №123-ФЗ. Технический регламент о требованиях пожарной безопасности. – М: Кремль, 2008 – 87с.

24. Система стандартов безопасности труда (ССБТ): ГОСТ 12.1.003 – 2014 Шум. Общие требования безопасности. – М., 2015.

25. Суворов Г. А. Гигиеническое нормирование производственных шумов и вибраций / Г.А. Суворов, Э.И. Денисов, Л.Н. Шкаринов. – М.: Медицина, 1999. – 240 с.

26. ГОСТ 12.4.255–2011. ССБТ Каскетки защитные защитные. Общие технические требования. – М: ИПК Издательство стандартов, 2013. – 5 с.

27. Студопедия [Электронный ресурс]: Микроклимат в производственных помещениях / studopedia.org – Электрон. дан. – М.:Канцелярит, 2014 – 2017. – Режим доступа: <https://studopedia.org/9-13235.html>. – Загл. с экрана. – Яз. рус.

28. СанПиН 2.2.4.548-96. Гигиенические требования к микроклимату производственных помещений. – М: Минздрав России, 1997. – 16 с.

29. СНиП 2.04.05–91. Отопление, вентиляция и кондиционирование. –М: Мин-во строительства и жилищно-коммунального хозяйства РФ, 2017 – 103 с.

30. СНиП 23-05-95. Естественное и искусственное освещение. – М: Мин-во строительства и жилищно-коммунального хозяйства РФ, 2016 –103 с.

31. Система стандартов безопасности труда (ССБТ): ГОСТ 12.1.012 – 90 Вибрационная безопасность. – М., 1990.

32. ГОСТ 12.1.012-2004. ССБТ Вибрационная безопасность. Общие требования. – М: Стандартиформ, 2005. – 27 с.

33. Рябец В.А. Предельно допустимые концентрации вредных

веществ: Справочник. Таблицы / В.А. Рябец. – М.: НИИ охраны труда, 1995. – 62 с.

34. Средства коллективной защиты [Электронный ресурс] / ООО «Актион – МЦФЭР» – Электрон. дан. – М.: Clever, 2011 – 2016. – Режим доступа: <https://www.trudohrana.ru/rubric/17-sredstva-kollektivnoy-zashchity>. – Загл. с экрана. – Яз. Рус.

35. ГОСТ 12.4.072–79. ССБТ Сапоги специальные резиновые формовые, защищающие от воды, нефтяных масел, кислот, щелочей и механических воздействий. – М: ИПК Издательство стандартов, 2001. – 11 с.

36. ГОСТ 27652–88. Костюмы мужские для защиты от кислот. Технические условия. – М: ИПК Издательство стандартов, 1998. – 7 с.

37. ГОСТ 12.4.127–83. ССБТ. Обувь специальная. Номенклатура показателей качества. – М: ИПК Издательство стандартов, 2003. – 15 с.

38. ГОСТ 12.4.028–76. ССБТ. Респираторы ШБ – 1 "Лепесток". Технические условия. – М: ИПК Издательство стандартов, 2001. – 22 с.

39. ГОСТ 12.4.153–85. ССБТ. Очки защитные. Номенклатура показателей качества. – М: ИПК Издательство стандартов, 2003. – 5 с.

40. ГОСТ 12.4.010–75. ССБТ. Средства индивидуальной защиты. Рукавицы специальные. Технические условия. – М: Стандартинформ, 2006. – 5с.

41. СНиП 23-05-95. Естественное и искусственное освещение. – М: Мин-во строительства и жилищно-коммунального хозяйства РФ, 2016 –103 с.

42. Правила устройства электроустановок. Издание 6. – М.: Госэнергонадзор, 2000. – 35 с.

43. Сибикин Ю.Д. Охрана труда и электробезопасность / Ю.Д. Сибикин. – М.: РадиоСофт, 2012. – 408 с.

44. ГОСТ 12.4.011–89. ССБТ. Средства защиты работающих. Общие требования и классификация. – М: ИПК Издательство стандартов, 2001. – 8 с.

45. Основы автоматизации производства: учебное пособие / И. Г. Мясковский. – 2-е изд., испр. и доп.. – М.: Высшая школа, 1968. – 400 с.

46. Автоматизация производственных процессов и АСУП в химической промышленности: учебник / В. А. Голубятников, В. В. Шувалов. – М.: Химия, 1978. – 375 с.

47. aero-control.ru: официальный сайт. – Москва, 2015-2022. – URL:[https://aero-control.ru/catalog/ventilyatsiya/systemair\\_hhflex\\_r2414/](https://aero-control.ru/catalog/ventilyatsiya/systemair_hhflex_r2414/) (дата обращения 09.01.2022). – Текст : электронный.