

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

Инженерная школа ядерных технологий

Специальность: 18.05.02 Химическая технология материалов современной энергетики

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

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

Тема работы
Проект цеха сорбционного цианирования золотосодержащей руды, производительностью 2000 т/сутки

УДК 669.21.081.095.84.001.6

Студент

Группа	ФИО	Подпись	Дата
0421	Тюменцев Максим Леонтьевич		

Руководитель

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
доцент кафедры ХТРЭ	Кантаев А.С.	к.т.н.		

КОНСУЛЬТАНТЫ:

По разделу «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение»

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

По разделу «Социальная ответственность»

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

По разделу «Автоматизация процесса»

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

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ:

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

Томск – 2018 г.

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

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

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

Инженерная школа ядерных технологий

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

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

УТВЕРЖДАЮ:

Зав. кафедрой

_____ Р.И. Крайденко

(Подпись) (Дата)

ЗАДАНИЕ

на выполнение выпускной квалификационной работы

В форме:

дипломного проекта

Студенту:

Группа	ФИО
0421	Тюменцеву Максиму Леонтьевичу

Тема работы:

«Проект цеха сорбционного цианирования золотосодержащей руды, производительностью 2000 т/сутки»

Утверждена приказом директора (дата, номер)	
---	--

Срок сдачи студентом выполненной работы:	30.12.2017
--	------------

ТЕХНИЧЕСКОЕ ЗАДАНИЕ:

Исходные данные к работе	Перерабатываемая руда относится к полиметаллическому типу, содержит кварц и карбонаты, содержание золота – 5,3 г/т, содержание пирита – 1 %. Содержание в растворе Zn – 12 мг/л, Cu – 5 мг/л, Fe – 5 мг/л. Остаточное содержание золота в последнем аппарате не должно превышать 0,01 мг/л (в растворе). Степень выщелачивания золота 94 % из твердого. Основной аппарат пачук одновременного цианирования и сорбции.
---------------------------------	---

<p>Перечень подлежащих исследованию, проектированию и разработке вопросов</p>	<p>Введение 1. Обзор литературы 2. Расчеты и аналитика 2.1. Разработка и описание аппаратурно-технологической схемы. 2.2. Расчет материального баланса технологической схемы 2.3. Расчет теплового баланса технологической схемы 2.4. Расчет основного аппарата. 2.4.1. Расчет геометрии и габаритов основного аппарата 2.4.2. Механический расчет основного аппарата 2.4.3. Гидравлический расчет основного аппарата 3. Результаты расчетов 4. План размещения оборудования 4.1. Подбор основного технологического оборудования 4.2. Расчет геометрии и габаритов оборудования 4.3. Энергетический расчет технологической схемы 4.4. План размещения оборудования 5. Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение 6. Социальная ответственность 7. Автоматизация процесса Заключение Список использованных источников</p>
<p>Перечень графического материала</p>	<p>1. Сборочный чертеж основного аппарата А1 (ГОСТ 2.001-93...2.034-83). 2. Аппаратурно-технологическая схема 3. План размещения оборудования Презентация Power Point Presentation</p>
<p>Консультанты по разделам выпускной квалификационной работы</p>	
<p>Раздел</p>	<p>Консультант</p>
<p>Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение</p>	<p>Тухватулина Л. Р.</p>
<p>Социальная ответственность</p>	<p>Акимов Д. В.</p>
<p>Автоматизация процесса</p>	<p>Вильнина А. В.</p>
<p>Нормоконтроллер</p>	<p>Петлин И. В.</p>
<p>Названия разделов, которые должны быть написаны на русском и иностранном языках:</p>	
<p>Дата выдачи задания на выполнение выпускной квалификационной работы по линейному графику</p>	<p>16 октября 2017 года</p>

Задание выдал руководитель:

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент кафедры ХТРЭ	Кантаев А.С.	К.Т.Н.		

Задание принял к исполнению студент:

Группа	ФИО	Подпись	Дата
0421	Тюменцев Максим Леонтьевич		

Реферат

Выпускной квалификационный проект содержит 95 с., 6 рис., 26 табл., 44 источников литературы, 2 приложения.

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

Цель дипломного проекта заключается в разработке проекта цеха сорбционного цианирования золотосодержащей руды, производительностью 2000 т/сутки.

Объектом исследования является технологическая последовательность процесса сорбционного цианирования золотосодержащей руды.

Предметом исследования является цех сорбционного цианирования золотосодержащей руды.

Область применения: Химическая технология редких металлов.

В ходе выполнения дипломного проекта проведен литературный обзор методов извлечения золота из руд. Был выбран метод сорбционного цианирования в пачуках, как наиболее эффективный и простой. Произведен расчет материального и теплового баланса, аппаратный и механический расчет основного аппарата. В качестве основного аппарата был выбран пачук сорбционного цианирования, высотой – 16,8 м, диаметром – 5,4 м. Сорбционное выщелачивание осуществляется при комнатной температуре. Спроектирован цех, проведена автоматизация технологического процесса. Рассчитана экономическая целесообразность постройки цеха сорбционного выщелачивания.

Определения, обозначения, сокращения, нормативные ссылки

В данном дипломном проекте используются ссылки на стандарты:

1. ГОСТ 10704-91. Трубы стальные электросварные прямошовные. Сортамент.
2. ГОСТ 31360-2007. Изделия стеновые неармированные из ячеистого бетона автоклавного твердения.
3. ГОСТ 12.0.003-2015. Система стандартов безопасности труда (ССБТ). Опасные и вредные производственные факторы. Классификация.
4. ГОСТ 12.4.255-2011. Система стандартов безопасности труда. Средства индивидуальной защиты органа слуха. Общие технические требования. Механические методы испытаний
5. ГОСТ 12.1.012-90. ССБТ. Вибрационная безопасность. Общие требования.
6. ГОСТ 26568-85. Вибрация. Методы и средства защиты. Классификация.
7. ССБТ ГОСТ 12.1.012-90. ССБТ. Вибрационная безопасность. Общие требования.
8. ГОСТ 12.4.011-89. Средства защиты работающих. Общие требования и классификация.
9. СанПиН 2.2.4.548-96. Гигиенические требования к микроклимату производственных помещений.
10. ГОСТ 17.2.3.02-2014. Правила установления допустимых выбросов загрязняющих веществ промышленными предприятиями.
11. ГОСТ 21.404-85. СПДС. Автоматизация технологических процессов. Обозначения условные приборов и средств автоматизации в схемах.
12. ГОСТ 12.1.003-2014. ССБТ. Шум. Общие требования безопасности.
13. СНиП 23-05-95. СНиП. Естественное и искусственное освещение.
14. ГОСТ Р 12.1.019-2009. ССБТ. Электробезопасность. Общие требования и номенклатура видов защиты.

15. ГОСТа АТК 24.200.04 - 90. Опоры цилиндрические и конические вертикальных аппаратов. Типы и основные размеры.

В данном дипломном проекте применены следующие термины с соответствующими определениями:

Сорбционное выщелачивание – метод совмещенного выщелачивания и сорбции ценных компонентов ионообменными сорбентами из пульпы;

Иониты (ионообменные сорбенты) – высокомолекулярные органические вещества трехмерной структуры, практически нерастворимые в воде и органических средах и обратимо обменивающие ионы;

Технологическая схема – совокупность машин и оборудования, взаимосвязанных технологическими процессами, с определенной последовательностью технологических операций;

Автоматизация технологического процесса – совокупность методов и средств, предназначенная для реализации системы или систем, позволяющих осуществлять управление самим технологическим процессом без непосредственного участия человека;

Выщелачивание – перевод в раствор (обычно водный) одного или нескольких компонентов твёрдого вещества с помощью водного или органического растворителя, часто при участии газов окислителей или восстановителей.

Перечень условных обозначений:

АСУТП – автоматизированная система управления технологическими процессами.

ПДК – предельно допустимая концентрация.

СИЗ – средства индивидуальной защиты.

ОТ и ТБ – охрана труда и техника безопасности.

Оглавление

Введение.....	11
1 Обзор литературы	13
1.1 Гравитационные процессы.....	13
1.1.1 Отсадочные машины.....	13
1.1.2 Винтовые аппараты (сепараторы, шлюзы).....	15
1.1.3 Концентрационные столы	16
1.2 Флотация	17
1.3 Амальгамация	18
1.4 Гидрометаллургическое извлечение золота.....	18
1.4.1 Кислотное выщелачивание	19
1.4.2 Выщелачивание в растворах хлора, брома, йода.....	20
1.4.3 Тиомочевинное выщелачивание.....	20
1.4.4 Тиосульфатное и сульфитное выщелачивание	21
1.4.5 Выщелачивание просачиванием.....	22
1.4.6 Кучное выщелачивание	23
1.4.7 Выщелачивание щелочными растворами цианидов	23
1.4.8 Биохимическое выщелачивание	25
1.4.9 Выщелачивание перемешиванием	26
1.4.10 Сорбционное выщелачивание.....	27
1.5 Способы сорбционного осаждения золота из растворов	28
1.5.1 Сорбция активными углями.....	28
1.5.2 Сорбция на ионообменных сорбентах	29
2 Расчеты и аналитика	30
2.1 Разработка и описание аппаратурно-технологической схемы.....	30
2.2 Расчет материального баланса технологической схемы.....	31
2.2.1 Расчет материального баланса стадии сгущения.....	31
2.2.2 Расчет материального баланса стадии цианирования.....	32
2.3 Расчет теплового баланса технологической схемы.....	38

2.4 Расчет основного аппарата.....	38
2.4.1 Расчет геометрии и габаритов основного аппарата.....	38
2.4.1.2 Определение вязкости пульпы.....	40
2.4.1.3 Определение скорости осаждения крупных частиц руды	40
2.4.1.4 Определение параметров циркулятора.....	42
2.4.2 Механический расчет основного аппарата.....	46
2.4.2.1 Расчет обечайки.....	46
2.4.2.2 Расчет днища	48
2.4.2.3 Расчет опоры.....	50
2.4.3 Гидравлический расчет основного аппарата.....	52
2.4.3.1 Расчет диаметра штуцера для ввода и вывода пульпы	52
2.4.3.2 Расчет диаметра штуцера для ввода и вывода сорбента.....	53
3 Результаты расчетов.....	55
4 План размещения оборудования	56
4.1 Подбор основного технологического оборудования.....	56
4.2 Расчет геометрии и габаритов оборудования.....	57
4.3 Энергетический расчет технологической схемы.....	57
4.4 План размещения оборудования	58
5 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение.....	60
5.1 SWOT – анализ	60
5.2 Расчет численности рабочих.....	60
5.4 Расчет годового фонда заработной платы ИТР и вспомогательных работников цеха.....	65
5.5 Расчет капитальных затрат.....	67
5.6 Расчет технологических затрат.....	70
5.7. Затраты на реагенты.....	72
5.8. Калькуляция себестоимости передела.	72
6 Социальная ответственность	75
6.1 Описание технологического процесса и оборудования.....	75
6.2 Анализ вредных факторов в проектируемом цехе	76

6.2.1 Шум	76
6.2.2 Микроклимат	77
6.2.3 Вибрация	78
6.2.4 Вредные вещества	79
6.2.5 Производственное освещение.....	80
6.3 Анализ опасных факторов, проектируемой производственной среды.....	81
6.3.1 Электробезопасность	81
6.3.2 Пожарная безопасность	81
6.4 Охрана окружающей среды	82
6.5 Чрезвычайные ситуации.....	82
7 Автоматизация процесса	84
7.1 Контроль и автоматизация	84
7.2 Перечни технологических параметров, подлежащих контролю, регулированию, сигнализации.....	86
7.3 Подбор контрольно-измерительных приборов.....	87
Заключение	88
Список использованных источников	90
Приложение А	94
Приложение Б.....	95

Введение

Золото вместе с серебром, рутением, родием, палладием, осмием, иридием и платиной входит в группу благородных металлов. Эти металлы обладают высокой химической стойкостью. Золото не окисляется даже в расплавленном состоянии [1].

Важнейшими характеристиками являются физические свойства золота: высокая пластичность и ковкость, высокая теплопроводность и электропроводность, инфракрасные отражения.

Золото является редким металлом на Земле (Кларк $5 \cdot 10^{-7}$ %), но при этом обладает широким спектром применения: резервный фонд стран, производство ювелирных изделий, объект для инвестиций, медицина, электроника, нанотехнологии, нефтехимическое производство, авиация и космическая отрасль [2].

В мире каждый год осуществляется поиск новых месторождений золота, происходит непрерывная добыча и переработка, также идет поиск и усовершенствование методов добычи, переработки, обогащения золотоносных руд. Золото является богатством не только для человека, также является источником обогащения и стабильности государства. Ценовая политика золота всегда стабильна и имеет небольшую тенденцию меняться. Золото является товаром, который востребован и актуален. Процесс развития добычи и переработки золота стимулирует спрос на этот редкий металл, тем самым, создавая основу для развития национального рынка золота [3].

Цель дипломного проекта заключается в разработке проекта цеха, производительностью 2000 т/сутки, с использованием метода сорбционного выщелачивания золота из руд.

Этот метод является самым широко распространённым, обеспечивая получение 80 – 90 % металла из руд, обладает технологическими и экономическими преимуществами по сравнению с другими технологиями, возможностью развития и совершенствования.

Объектом исследования является технологическая последовательность процесса сорбционного цианирования золотосодержащей руды.

Предметом исследования является цех сорбционного цианирования золотосодержащей руды.

Были поставлены следующие задачи:

– провести литературный обзор существующих способов переработки золотосодержащей руды с использованием метода сорбционного цианирования;

– составить аппаратурно-технологическую схему процесса сорбционного цианирования золотосодержащей руды;

– подобрать основной аппарат для сорбционного цианирования золотосодержащей руды на основе расчетных данных материального баланса;

– составить план цеха, относительно габаритных размеров основного и вспомогательного оборудования;

– осуществить расчет явочной численности подобранного персонала; годового фонда заработной платы;

– произвести технико-экономическое обоснование затрачиваемых денежных средств на переработку золотосодержащей руды;

– произвести ознакомление с основными пунктами социальной ответственности;

– на основе составленной функциональной схемы системы автоматического регулирования для цеха сорбционного цианирования золотосодержащей руды осуществить подбор первичных преобразователей.

1 Обзор литературы

Выбор процессов и аппаратов для извлечения золота зависит от форм нахождения и морфологии золота. Для крупного золота используют гравитационные методы; для мелкого – флотация и выщелачивание; для тонкодисперсного – цианирование после окислительного обжига или применяют пирометаллургическую плавку. Так же внедряются новые методы: пенная, радиометрическая сепарация, кучное и бактериальное выщелачивание, хлоридовозгонка [4].

1.1 Гравитационные процессы

Именно с гравитационных процессов обогащения началась масштабная добыча золота из россыпей, позже эти процессы вошли в технологию обогащения руд коренных месторождений. В этих процессах достигнут прогресс – создание аппаратов, которые способны извлекать как крупные, так и мелкие частицы металлического золота. Гравитационные схемы обогащения могут применяться в качестве единственного технологического процесса на небольших предприятиях. Извлечение золота в зависимости от вида сырья от 25 до 75 %. В большинстве случаев гравитацию комбинируют с цианированием, флотацией или обоими процессами. Для гравитационного обогащения применяются аппараты: отсадочные машины, концентрационные столы, шлюзы, гидравлические ловушки [5].

1.1.1 Отсадочные машины

Если исходный материал имеет значительную крупность, то для предварительного обогащения руд применяются отсадочные машины (рисунок 1). При высоком извлечении крупность питания может достигать 25 мм. Обогащение основано на разделении зерен по плотности в водной или

воздушной среде, пульсирующей в вертикальной плоскости относительно разделяемых компонентов. При многократно восходяще-нисходящих потоках материал разделяется: легкие зерна выносятся вверх, а тяжелые в нижние слои. Тяжелая фракция разгружается с помощью шибберных устройств или используется решето. Через сливной порог потоком разделительной среды уносится легкая фракция. При обогащении материала менее 5 мм, на решето кладут слой искусственной постели. Она предотвращает проскок легких мелких зерен под решето.

На процесс отсадки влияют: частота и амплитуда колебаний, характеристика постели, скорость восходящего потока, разжижение питания.

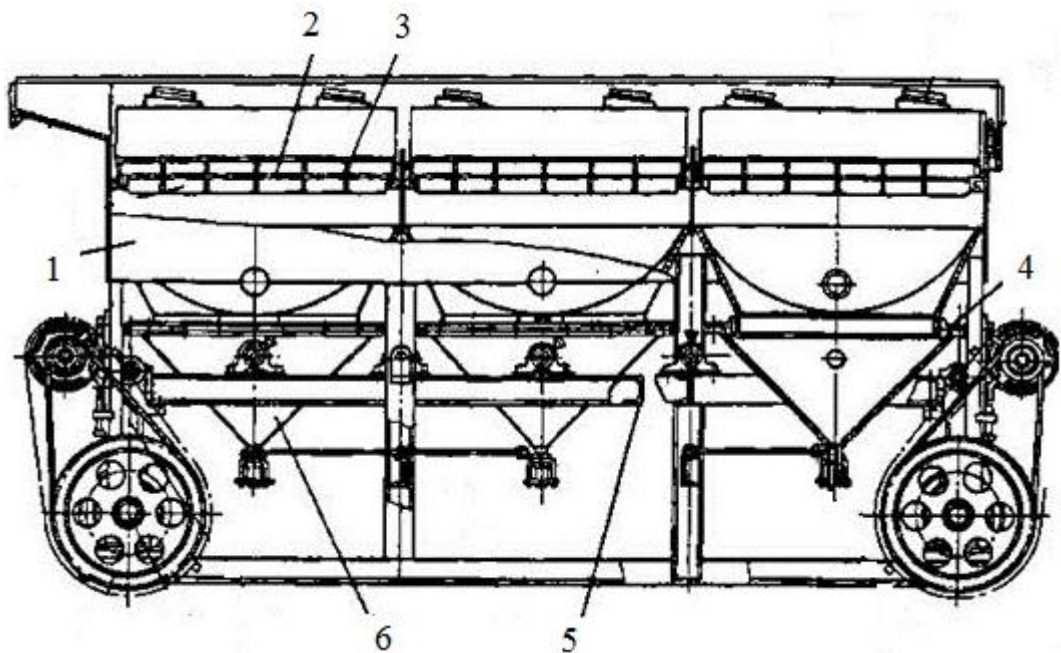


Рисунок 1 – Диафрагмовая отсадочная машина с подвижными коническими днищами:

- 1 – корпус; 2 – решето; 3 – решето для искусственной постели;
- 4 – резиновая диафрагма; 5 – коромысло; 6 – коническое днище

Главными достоинствами отсадочных машин являются переработка неклассифицированного материала, ведение работы на пульпе с низким значением жидкость-твердое, высокая производительность на единицу поверхности.

Отсадка – процесс достаточно сложный и дорогой, его применение требует дополнительной рудо-пульпоподготовки, низкое качество разделения мелких частиц [5].

1.1.2 Винтовые аппараты (сепараторы, шлюзы)

Винтовые аппараты применяются при обогащении мелкозернистого материала (рисунок 2). Шлюзы и сепараторы отличаются профилем желоба и обогащают разный по крупности материал. На сепараторах процесс обогащения для материала крупностью от 2 до 0,07 мм, на шлюзах от 0,5 до 0,03 мм.

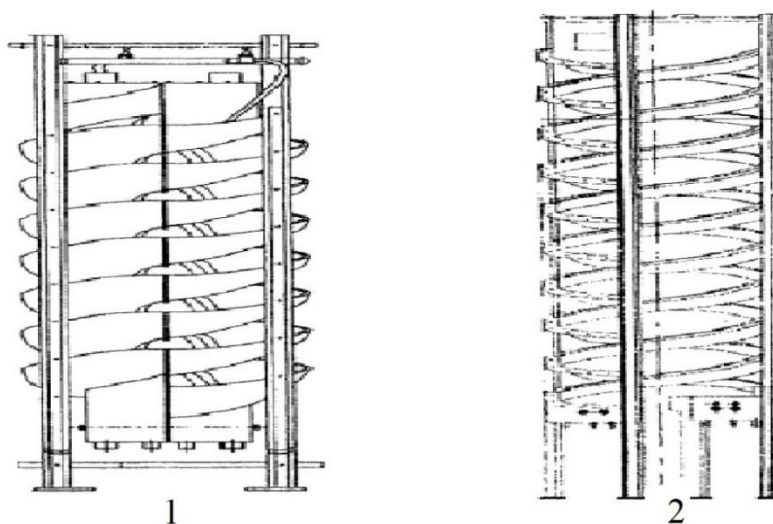


Рисунок 2 – Общий вид винтовых аппаратов:
1 – винтовой сепаратор СВ2 – 1000; 2 – шлюз ШВЗ – 1000

При движении в потоке на частицы действуют гравитационные, гидродинамические, центробежные силы, вызывающие различия в скоростях по глубине потока. Верхние слои удаляются от оси к внешнему, а внутренние слои к внутреннему борту желоба. Разделения по крупности и плотности заканчивается после прохождения потоком двух-трех витков, дальнейшее перемещение идет параллельно винтовым линиям.

Достоинства аппаратов: простота конструкции, отсутствие вращающихся деталей, не требуют для работы дополнительной воды и электроэнергии.

Извлечение на винтовых аппаратах ниже, чем на отсадочных машинах. Процесс является трудоемким и имеет низкую производительность на единицу площади [6].

1.1.3 Концентрационные столы

Обогащение осуществляется в тонком слое потока воды, текущей по наклонной плоскости деки стола, совершающей ассиметричные движения, перпендикулярные движению потока. На деке стола происходит разрыхление слоя, расслаивание и транспортирование частиц в продольном и поперечном направлениях в зависимости от плотности и крупности (рисунок 3). Крупность обогащаемого материала составляет от 0,3 до 0,04 мм.

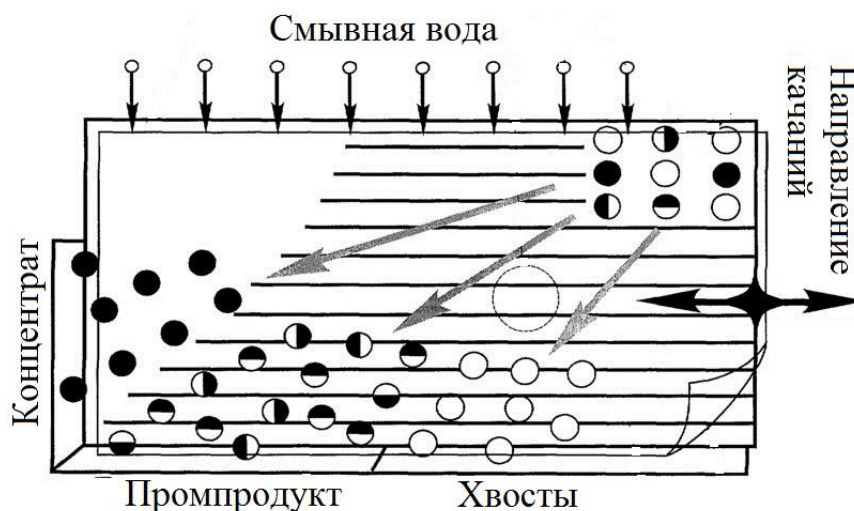


Рисунок 3 – Расположение зерен на деке концентрационного стола

Основным достоинством аппарата является получение богатых концентратов при высоком извлечении золота. Но так как обогащение осуществляется в тонком слое воды, производительность аппаратов низкая. На предприятиях применяются в качестве перечистных аппаратов [5].

1.2 Флотация

Процесс основан на разделении минералов на границе раздела вода-газ. Флотация может быть в зависимости от среды разделения: пленочная, пенная, вакуумная, флотогравитационная. Этот способ значительно обогащает породы и облегчает дальнейшие процессы обогащения.

Флотация основана на способности твердых частиц к избирательной адсорбции на границе раздела фаз. Гидрофобные частицы избирательно удерживаются на границе раздела фаз и тем самым отделяются от гидрофильных частиц. Особенность процесса флотации – возможность извлечения в концентрат как свободного золота, так и находящегося в тесной ассоциации с сульфидами.

В процессе флотации используются реагенты различного назначения: собиратели – понижают смачиваемость поверхности частиц; депрессоры – снижают флотируемость ненужных минералов; активаторы – повышают адсорбцию собирателя; регуляторы – создают условия для взаимодействия других реагентов с поверхностью минералов; пенообразователи – формирование пенного слоя. Все эти флотореагенты должны соответствовать требованиям селективного действия.

При флотации золота применяют сульфгидрильные собиратели: ксантогенаты (бутиловый, этиловый) и аэрофлоты. Собиратели формируют на более активных участках поверхности золота оксидные пленки, тем самым понижают смачиваемость.

Чаще всего используется стадийная флотация, позволяющая уменьшить переизмельчение сульфидов содержащих золото и повысить извлечение золота в концентрат. При флотации характерно небольшое число перечистных операций или их отсутствие, для уменьшения потерь.

Достоинство флотации – возможность обогащения упорных сульфидных руд. Недостатками флотации являются: использования дополнительных реагентов, большая важность размера и форм частиц [7].

1.3 Амальгамация

При амальгамации измельченный материал приводят в контакт со ртутью. Частицы золота смачиваются и образуют амальгаму. Амальгама имеет большую плотность и может быть легко отделена от пустой породы. Процесс состоит из стадии смачивания золота ртутью и диффузии в золото.

Твердая амальгама, содержащая от 40 до 60 % золота, разлагается при температуре 750 °С, ртуть отгоняется и возвращается в процесс. В итоге получается губчатое золото, которое подвергают плавке.

Есть два вида амальгамации: внутренняя и внешняя. Внутренняя производится одновременно с измельчением руды в мельницах или бегунных чашах. Она сопровождается усиленным пемзованием – превращается в массу мелких шаров, способствует потере ртути и золота. Расход ртути на одну тонну руды составляет 15 грамм. Внешнюю амальгамацию проводят на шлюзах после процесса измельчения, отличается меньшим пемзованием, но и меньшим извлечением. Расход ртути не более трех грамм.

Извлечение золота из руд с помощью ртути невысокое, в интервале от 50 до 70 %. Преимущество в возможности быстрого получения золота в одном процессе. Недостатки процесса – трудность в обеспечении техники безопасности и возможность загрязнений в окружающей среде.

В настоящее время процесс служит для переработки бедного гравитационного концентрата в амальгамационных бочках [8].

1.4 Гидрометаллургическое извлечение золота

Гидрометаллургия – процесс извлечения металлов из руд, концентратов и отходов с помощью водных растворов химических реагентов, с дальнейшим выделением металла из раствора.

Гидрометаллургические методы используют для извлечения металла из сырья с низкой концентрацией нужного компонента и при невозможности

использования других методов. В настоящее время роль гидрометаллургии растет, в связи с обеднением и ухудшением качество руды.

Достоинства метода: комплексность использования сырья, возможность масштабной автоматизации, высокое качество продуктов, возможность переработки обедненного сырья, снижение загрязнений в окружающую среду.

Недостатки: низкая производительность, многоступенчатость процесса, большой расход воды на единицу продукта, большие площади аппаратного оформления [9].

1.4.1 Кислотное выщелачивание

В обычных условиях азотная кислота растворяет пирит, содержащий золото, освобождая золото от связи с пиритом:



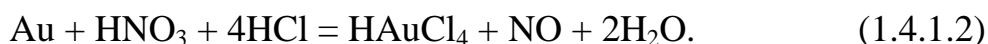
Способы кислотно-кислородного выщелачивания:

– нитрокс-процесс, в котором выщелачивание сульфидов азотной кислотой в присутствии воздуха при атмосферном давлении, при температуре 90 °С в течении двух часов. Недостаток – образование элементарной серы, влияющей на извлечение золота цианированием;

– арсено-процесс, использование HNO_3 при температуре 80 °С;

– редокс процесс, основан на высокотемпературном кислотно-кислородном выщелачивании.

В основном кислотное растворение используют в аффинажном производстве. В чистых кислотах золото не растворяется. В царской водке золото растворяется:

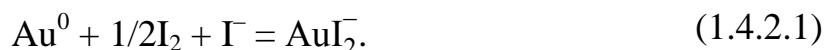


Газообразный хлор в этой системе играет роль окислителя [9].

1.4.2 Выщелачивание в растворах хлора, брома, йода

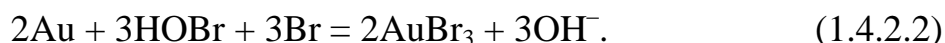
Золото растворяется в кислых хлоридных и хлоридно-сульфатных растворах. Окислителем служат пиролюзит, газообразный хлор, пероксид водорода. Растворение золота в системе Au-Cl-H₂O-окислитель проходит с разной скоростью и в широком диапазоне pH от одного до шести. Из растворов золото легко восстановить углеродом, цинком, щавелевой кислотой. Процесс хлоринации применяется при извлечении шламистых материалов, как предварительная операция цианирования.

Йод в малых концентрациях может использоваться как растворитель золота при pH от 3,5 до 9,5:



Процесс экономичен если раствор йодида золота регенерировать электролизом, с выделением на аноде йода, а на катоде золота. При введении кислого раствора щелочного металла расход йода уменьшается [9].

Смесь бромидов и броматов в кислой среде окисляется с выделением брома и растворенного золота:



1.4.3 Тиомочевинное выщелачивание

Выщелачивание осуществляется в кислой среде при pH от двух до четырех, в этих условиях тиокарбамид не окисляется. Окислителем служит сернокислый раствор соли трехвалентного железа. Растворение идет по реакции:



Способность тиокарбамида к комплексообразованию определяет группа NH₂ – C = S.

При выщелачивании золото-медных руд вместо цианидного растворения лучше тиомочевинное, так как растворимость меди в восемь раз ниже в этом случае. Золото осаждают цементацией, сорбцией, электролизом, щелочами.

Преимущества метода тиокарбамидного выщелачивания:

- незначительная токсичность стоков и технологии отработки отвалов;
- малый удельный расход реагента;
- простая схема регенерации растворителя;
- большая скорость растворения и меньшее влияние примесей.

К недостаткам метода относятся:

- кислая среда и необходимость использования антикоррозионного оборудования;
- сложный контроль процесса из-за возможного разложения растворителя;
- низкая эффективность для карбонатсодержащих руд;
- высокая стоимость тиокарбамида [9].

1.4.4 Тиосульфатное и сульфитное выщелачивание

При тиосульфатном и сульфитном выщелачивании в присутствии кислорода растворение золота проходит с образованием тиосульфатного комплекса $[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{3-}$. Заметное растворение золота наблюдается при 80 °С. При повышенной температуре применяют дополнительные окислители: аммиачные комплексы меди, кобальта, входящие в тиосульфатные.

В процессе требуется определенное соотношение растворителя $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ и окислителя (примерное пять к одному). Исключив побочные явления, тиосульфатное растворение позволяет снизить расход растворителя и окислителя в несколько раз. Скорость растворения золота в этом случае сопоставима со скоростью в процессе цианирования.

Смесь сульфита и тиосульфата аммония для выщелачивания марганца, растворения серебра и золота. Оптимальные условия: рН среды 8, концентрация тиосульфата аммония от 20 до 200 г/л, температура 50 °С.

Преимущества: кратковременность процесса, малая стоимость и небольшая токсичность реагентов, законченный процесс обработки руды с извлечением золота и серебра.

Недостатки: большие потери тиосульфата, большие объемы пульпы из-за сильного разбавления, дополнительные траты на обогрев пульпы [9].

1.4.5 Выщелачивание просачиванием

Метод применим для грубозернистого материала, не содержащего глину и илы. Песковую фракцию выщелачивают просачиванием с помощью раствора цианида или другого растворителя через слой материала. Перколяционные процессы проводят в перколяторах выщелачивания (рисунок 4).

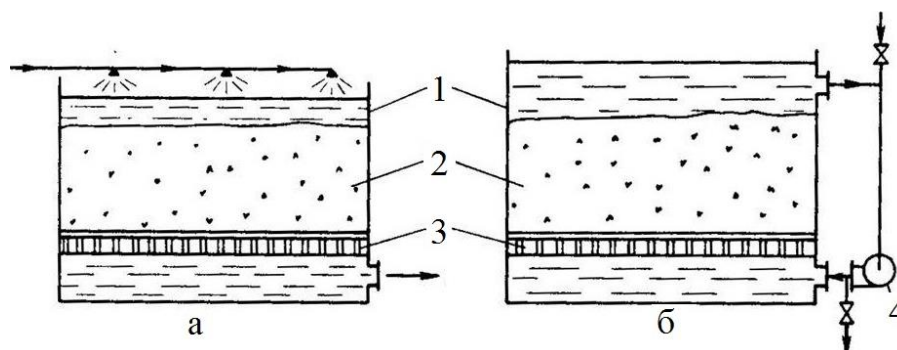


Рисунок 4 – Перколяторы выщелачивания:

а – движение раствора сверху вниз; б – снизу в верх (принудительно);
1 – корпус; 2 – выщелачиваемый материал; 3 – дренажное устройство;
4 – насос

Растворение проводят в чане с ложным днищем. Перколяции подвергаются пески с крупностью от 0,2 до 1 мм. Если структура материала пористая, допускается крупность сырья до 15 мм. Оптимальная скорость просачивания более 50 л/(м²·ч). На скорость оказывают влияние разные

факторы: природа песков, крупность песков и частиц золота, состав минералов. Перколяция эффективна для крупнозернистого кристаллического материала.

Достоинствами являются: уменьшение затрат на измельчение, простота оборудования, полученные растворы почти не содержат твердых частиц, упрощение операций разделения жидкой и твердой фаз.

Недостатки процесса: периодичность, низкая скорость выщелачивания, большая длительность процесса, малая степень вскрытия. В чистом виде перколяция используется редко [10].

1.4.6 Кучное выщелачивание

Метод заключается в том, что руда, уложенная в виде штабелей на водонепроницаемом основании, орошается сверху цианистым раствором. Раствор просачивается через кучу и насыщается извлекаемым компонентом, далее поступает на извлечение металла. Метод применим к пористым рудам и пескам, структура которых доступна для просачивания растворов по трещинам материала к свободным частицам золота. Крупность материала для выщелачивания золота: дробленая руда от 5 до 20 мм, недробленая до 100 мм.

Кучное выщелачивание развивается из-за необходимости переработки накопленных отвалов, глинистых забалансовых руд и хвостов флотации. Предварительные операции – окомкование и агломерация.

Преимущества процесса: возможность переработки бедных руд, технологическая простота метода, низкие капитальные затраты.

Недостатками являются длительность процесса – от одного до трех месяцев, низкое извлечение золота – до 70 % [10].

1.4.7 Выщелачивание щелочными растворами цианидов

Цианирование является основным методом для извлечения золота из упорных руд и концентратов. Для данной технологии используют разбавленные

растворы цианистых солей щелочных и щелочноземельных металлов в присутствии окислителей. В роли окислителя может применяться кислород, озон, перекисные соли.

Золото взаимодействует с растворами цианида и образует прочный комплекс по реакции:



Процесс происходит по электрохимическому механизму: на аноде переход в виде ионов металла в раствор и освобождение эквивалентного числа электронов, на катоде процесс восстановления окислителя. Окислитель нужен для ассимиляции избыточных электронов. Так же необходима диффузия ионов цианида к поверхности металла.

Процесс включает несколько стадий: 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. Растворение золота происходит в диффузионном режиме. При интенсивном перемешивании скорость растворения возрастает.

Оптимальная концентрация цианида натрия в зависимости от количества примесей в сырье составляет от 0,01 до 0,05 %. Для пористой рыхлой структуры руды цианированию подвергается достаточно крупный материал, глинистые руды перед процессом разжижают и интенсивно перемешивают. При рН среды менее 9,36 начинает выделяться синильная кислота. При повышении концентрации щелочи выше установленного минимума снижается скорость растворения золота, так как на поверхности образуются пленки, и возникает взаимодействие с сопутствующими компонентами минералов.

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

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

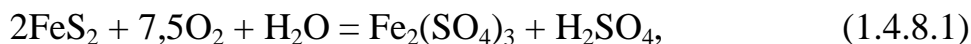
Недостатки метода: ввиду гидролиза NaCN образуется высокотоксичная синильная кислота HCN, необходимость тонкого измельчения рудного материала, отсутствие оборотов цианистых растворов, необходимость обезвреживания хвостовой пульпы.

В настоящее время цианирование является ведущим методом переработки золотоносных руд, наиболее экономичный и эффективный вариант добычи золота [11].

1.4.8 Биохимическое выщелачивание

Метод выщелачивания упорных руд и концентратов в присутствии микроорганизмов – автотрофных бактерий типа *Thiobacillus ferrooxidans* – золотосодержащие сульфиды железа окисляются до сульфата, арсената железа и серной кислоты при нормальной температуре и давлении.

Биохимическое окисление сульфидов идет по реакциям:



Бактерии ускоряют окисление продуктов разложения сульфидов и являются катализаторами.

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.

Для извлечения тонкодисперсного золота применяются нетоксичные растворители биогенного происхождения – продукты метаболизма гетеротрофных организмов и раствора аминокислот. Наиболее активно растворяют золото мутантные штаммы бактерий *Vac.mestericusniges* 12 и 129, используют в качестве источника азота – мочевины и углерода – глюкозы.

Микроскопические грибы способны аккумулировать золото из раствора. По сорбционной способности грибы стоят на уровне углей, по поглощению коллоидного золота в 10 раз эффективней. Растворяют золото аминокислоты, пептиды, нуклеиновые кислоты и белки.

Достоинства: легко осуществимо для переработки отдаленных по расположению концентратов в малом масштабе, способность преобразования токсичных компонентов обогащения.

Недостатки: низкая скорость выщелачивания и неполная растворимость минералов [12].

1.4.9 Выщелачивание перемешиванием

Метод является более эффективным, чем перколяционное и кучное выщелачивание. Процесс проводят для тонкоизмельченного материала, при этом золото в основном вскрыто и активное перемешивание обеспечивает подвод окислителя и цианида к поверхности золота.

Крупность материала для процесса от 0,3 до 0,043 мм. Концентрация цианида натрия от 0,01 до 0,1 % (чаще до 0,05 %), концентрация извести от 0,01 до 0,03 % (рН от 9 до 11).

В периодическом режиме процесса пульпа распределена по параллельно работающим аппаратам. После растворения золота пульпа перекачивается в чан-сборник.

В непрерывном процессе пульпа выщелачивается в каскаде последовательно соединенных аппаратов. Оптимальное число аппаратов от 8 до 12. Непрерывность процесса позволяет сократить работающий персонал, количество насосов, общее время цикла, повышает эффективность процесса.

Аппараты цианирования:

- с механическим перемешиванием;
- с пневмомеханическим перемешиванием;

– пневматическим перемешиванием.

Основным аппаратом непрерывного выщелачивания является пачук – цилиндрический чан с коническим дном с высотой в три-четыре раза больше диаметра. В центре пачука располагается аэролифт-циркулятор с воздушной рубашкой, в которую подается сжатый воздух через трубу с прорезями. При смешивании идет процесс образования пульповоздушной смеси, с плотностью меньше чем пульпа. Эта смесь поднимается в верхнюю часть аппарата, создавая непрерывную циркуляцию. Чтобы предотвратить эффект запесочивания в нижней части пачука установлен диспергатор, при необходимости можно организовать подачу сжатого воздуха. Плотность пульпы может составлять до 60 % твердого [11].

1.4.10 Сорбционное выщелачивание

Метод, совмещающий в себе цианидное растворение золота тонкозернистых пульп и сорбцию золота из раствора на активном угле или ионообменном сорбенте. В контакт с ионообменным 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 обеззолоченная пульпа направляется в отвал, предварительно из нее выделяется насыщенный сорбент. Для выщелачивания золота с сорбента из пульпы применяется классификация крупности на грохоте. Гранулы сорбента имеют крупность от 0,5 до 2 мм, а измельченная руда значительно меньшую крупность. Насыщенный по золоту сорбент регенерируется и направляется на повторное использование, а золото десорбируют.

Сорбционное выщелачивание проводят в агитаторах с пневматическим перемешиванием – пачуках. Емкость насыщенного ионита по золоту

от 5 до 20 мг/г, степень концентрации от 2000 до 4000 раз по сравнению с исходной рудой, рН процесса от 10 до 11.

Достоинства метода: 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).

Недостатки метода: меньшая скорость сорбции из пульп, чем при сорбции осветленных растворов; осаждение шлама на поверхности ионита, токсичность реагентов, возможность загрязнения ионита примесями, дороговизна сорбента [11].

1.5 Способы сорбционного осаждения золота из растворов

1.5.1 Сорбция активными углями

Активные угли – пористые углеродные сорбенты. Удельная поверхность составляет от 400 до 1000 м²/г.

Для сорбции золота из цианистых растворов применяются «положительные» угли, у которых преобладают анионообменные свойства. Этот уголь используется для сорбции золота как из осветленных растворов, так и из пульп.

Технология с применением углей дешевле, чем технология с применением ионообменных сорбентов, но потери углей из-за механической непрочности высокие – до 200 грамм на тонну руды.

Процесс состоит из четырех основных операций:

- 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 [13].

1.5.2 Сорбция на ионообменных сорбентах

При сорбции из растворов сорбентом являются нерастворимые твердые высокомолекулярные вещества, имеющие в составе активные группы, способные обмениваться с ионами раствора того же заряда и знака. Синтетические сорбенты имеют большое практическое значение.

Макромолекула сорбента состоит из полимерных молекул, в которых углеводородные цепи имеют поперечные связи, которые образуют матрицу сорбента. Матрица состоит из фиксированных ионов и противоионов. Именно противоионы и обмениваются с ионами раствора того же знака.

Сорбенты производят в виде гранул сферической формы от 0,5 до 3 мм. В воде сорбент набухает, его объем увеличивается и это способствует лучшему проникновению внутрь зерна ионита.

Преимущества: загрузка в три раза меньше по сравнению с углем, более высокая емкость по золоту, низкие механические потери с хвостами цианирования, менее склонны к органическим загрязнениям.

Главным недостатком является дороговизна ионообменных сорбентов, индивидуальные процессы регенерации для разных сорбентов [13].

4 План размещения оборудования

План размещения оборудования разрабатывается с целью такой расстановки основного и вспомогательного оборудования, которое обеспечит безопасность ведения технологического процесса рабочему персоналу, удобству осуществления ремонтных работ, территориальной организации рабочих мест [25].

4.1 Подбор основного технологического оборудования

Основные характеристики технологического оборудования представлены в таблице 9

Таблица 9 – Основные характеристики технологического оборудования

№	Оборудование	Характеристики
1	Глубококonusный сгуститель GSNG-6	Производительность от 210 до 260 м ³ ; площадь осаждения 85 м ² ; флокулянт – полиакриламид
2	Накопительный бункер БПН-10	Стальной конический, объемом 10 м ³ , Марка стали Ст3
3	Грохот вибрационный ГВ-06	Одна просеивающая поверхность; амплитуда колебаний ванны не более 3 мм; угол наклона просеивающей поверхности от 5 до 10 °
4	Грохот инерционный ГИС-32	Плотность исходного материала не более 1,8 т/м ³ ; угол наклона просеивающей поверхности 18 °; просеивающая поверхность 1250 на 3000 мм; два сита
5	Емкость для Ca(OH) ₂	Трехстенная емкость с рубашкой и теплоизоляцией; из нержавеющей стали; вместимость 200 м ³
6	Емкость для NaCN	Вертикальный резервуар стальной, объем 10 м ³
7	Емкость для полиакриламида	Вертикальный резервуар стальной; объем 6 м ³
8	Пачук цианирования	Чан из стали марки 08X17H15M3T, объем 160 м ³
9	Пачук сорбционный	Чан из стали марки 08X17H15M3T, объем 300 м ³
10	Насос центробежный Варман 8/6	Максимальная производительность 370 м ³ /ч; напор до 30 м;
11	Насос для Ca(OH) ₂	горизонтальный центробежный; производительность 7,1 м ³ /ч; давление на всасе от 7 до 9 бар
12	Насос для NaCN	Герметичный насос с магнитной муфтой серии ADM; производительность 31 м ³ /ч
13	Насос Argal TMP 04.04	Производительность до 5 м ³ /ч; высота подачи до 9 м; плотность жидкости до 1,35 г/см ³

4.2 Расчет геометрии и габаритов оборудования

Геометрические размеры технологического оборудования представлены в таблице 10

Таблица 10 – Основные геометрические размеры технологического оборудования

№	Оборудование	Габаритные размеры, мм
1	Глубококonusный сгуститель GSNG-6	D = 6000, h = 8810,
2	Грохот вибрационный ГВ-06	l = 3000, h = 1005, b = 1500
3	Грохот инерционный ГИС-32	l = 2885 h = 1995, b = 2580
4	Пачук цианирования	D = 4500, h = 13200
5	Пачук сорбционный	D = 5600, h = 16800
6	Накопительный бункер БПН-10	D = 3000, h = 8000
7	Емкость для Ca(OH) ₂	D = 4500, h = 9000
8	Емкость для NaCN	D = 2150, h = 3000
9	Емкость для полиакриламида	D = 1500, h = 1200
10	Бункер для подачи сорбента	D = 2500, h = 3600

4.3 Энергетический расчет технологической схемы

Данные о потребляемой мощности приводными устройствами сведены в таблицу 11.

Таблица 11 – Характеристики приводов технологического оборудования

№	Оборудование	Характеристики привода
1	Глубококonusный сгуститель GSNG-6	Мощность привода 11 кВт
2	Грохот вибрационный ГВ-06	Мощность привода до 11 кВт
3	Грохот инерционный ГИС-32	Мощность привода до 11 кВт;
4	Пачук цианирования	Потребляемая мощность 15 кВт
5	Пачук сорбционный	Потребляемая мощность 15 кВт
6	Насос для Ca(OH) ₂	Мощность 2,34 кВт
7	Насос для NaCN	Мощность привода 2,2 кВт
8	Насос Argal TMP 04.04	Мощность 0,25 кВт

4.4 План размещения оборудования

На основе рассчитанного и подобранного технологического оборудования, был спроектирован план цеха.

Цех сорбционного цианирования золотосодержащей руды имеет следующие параметры: несущая конструкция выполнена из каркаса ЛМК (легкие металлические конструкции), длина производственного помещения составила 60 м, ширина – 30 м, высота – 25 м. Производственная площадь составила 1800 м². Полный объем здания 45000 м³.

Цех содержит семь участков: рабочую зону, кабинет начальника цеха, кабинет мастера, кабинет дежурного электрика, механика, КИПиА, операторную, складское помещение и уборную. Все кабинеты и операторная находятся в «чистой зоне» для снижения вредного шумового воздействия, исходящего от работы оборудования.

Кровля цеха и внешние несущие стены изготовлены из огнеупорных сэндвич панелей, толщиной 300 мм, внутренние стены – 150 мм.

В цехе установлено четыре 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 двух раздвижных утепленных ворот складского типа, размерами 3000 × 3000 мм. В помещении цеха установлено семь распашных металлических утепленных

дверей, размерами 1000 × 2000 мм, в соответствии с документацией СНиП «Пожарная безопасность сооружений и зданий» [25].

Вывод по главе 4

В данной главе осуществлен подбор вспомогательного оборудования, удовлетворяющего производственным мощностям. Были определены габаритные размеры вспомогательного оборудования, относительно которых спроектирован план цеха сорбционного цианирования золотосодержащей руды. Расположение оборудования осуществляется таким образом, чтобы уменьшить вероятность возникновения несчастных случаев; организация рабочих мест персонала позволяет снизить вредное воздействие производственных факторов на организм человека.

Цех сорбционного цианирования золотосодержащей руды имеет следующие параметры: несущая конструкция – каркас ЛМК (легкие металлические конструкции). Длина цеха – 60 м, ширина – 30 м, высота – 25 м. Производственная площадь составила 1800 м². Полный объем здания 45000 м³. Проектируемый цех содержит семь участков различных площадей и назначений.

5 Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение

Главной целью экономического расчета является определение экономической эффективности использования трудовых, материальных и финансовых ресурсов цеха сорбционного цианирования золотосодержащей руды [26].

5.1 SWOT – анализ

В таблице А.1 (приложение А) представлена матрица SWOT – анализа, направленная на анализ внутренних и внешних факторов, влияющих на оценку рисков и конкурентоспособности производимого товара на рынке.

5.2 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 три раза в месяц.

В проектируемом цехе будут работать четыре бригады, для которых приведен график сменности в таблице 12. Продолжительность рабочего дня для каждого рабочего составляет 12 часов (по две смены в день: ночная и дневная смены).

Таблица 12 – 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	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
Выход ные	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

Длительность сменоборота бригад рассчитывается по формуле:

$$T_{c.об.} = n_i \cdot T_c, \quad (5.2.1)$$

где $T_{c.об.}$ – длительность сменоборота, дни;

n_i – число бригад;

T_c – количество дней, в которые бригада ходит в смену.

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

Относительно графика сменоборота были определены следующие параметры: длительность оборота смен – 12 дней, количество ночных смен за год – 95, число выходных дней – 150. Значение эффективного фонда рабочего времени среднесуточного рабочего приведено в таблице 13.

Таблица 13 – Баланс рабочего времени среднесписочного рабочего

№	Элементы времени	Количество	
		дней	часов
1	Календарное число дней	365	8760
2	Нерабочие дни: выходные	150	3600
3	Номинальный фонд рабочего времени	215	6576
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	960
5	Эффективный фонд рабочего времени	176	2112

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

$$N_{\text{явочн.}} = \frac{1}{N_{\text{ап.}}} \cdot N \cdot C, \quad (5.2.2)$$

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

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

N – количество установок, штук;

C – количество смен в сутки, штук.

$$N_{\text{явочн.}} = \frac{1}{2} \cdot 15 \cdot 2 = 15 \text{ чел.}$$

Примем явочную численность рабочих, равной 16 человек: по 8 человек в дневную и по 8 человек в ночную смены.

Количество основного персонала рассчитывается по формуле:

$$N_{\text{сп.}} = N_{\text{яв.}} \cdot \frac{T_{\text{эф.обор.}}}{T_{\text{эф.раб}}}, \quad (5.2.3)$$

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.

$$N_{\text{сп.}} = 16 \cdot \frac{300}{176} = 27,27 \text{ чел.}$$

Исходя из расчетных данных, в штат основных рабочих будет входить 27 человек.

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

Рассчитываем явочную численность:

$$N_{\text{яв.}} = 3 \cdot 2 = 6 \text{ чел.}, \quad (5.2.4)$$

$$N_{\text{сп.}} = 6 \cdot \frac{300}{176} = 10,23 \text{ чел.} \quad (5.2.5)$$

Таким образом, штат вспомогательных рабочих будет состоять из 10 человек.

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.

$$N_{\text{яв.}} = 1 \cdot 2 = 2 \text{ чел.}, \quad (5.2.6)$$

$$N_{\text{сп.}} = 2 \cdot \frac{300}{176} = 3 \text{ чел.} \quad (5.2.7)$$

Штат сотрудников ИТР состоит из 5 человек.

В таблице 14 приведено суммарная численность рабочего персонала, ИТР и вспомогательных рабочих.

Таблица 14 – Суммарное число рабочего персонала, ИТР, вспомогательных рабочих

№	Наименование профессии	Число рабочих в смену	Число смен в сутки	$N_{\text{яв.}}$ в сутки	$N_{\text{сп.}}$ в сутки
1	Аппаратчик	8	2	16	27
3	Начальник цеха	1	1	1	1
4	Старший технолог	1	1	1	1
5	Мастер смены	1	2	2	3
6	Дежурный механик	1	2	2	4
7	Дежурный электрик	1	2	2	3
8	Дежурный КИПиА	1	2	2	3
Итого		14	-	26	42

5.3 Расчет годового фонда заработной платы основных рабочих цеха

Расчет годового фонда заработной платы осуществляется по формуле:

$$Z_{\text{год.}} = Z_{\text{осн.}} + Z_{\text{доп.}}, \quad (5.3.1)$$

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:

$$Z_{\text{осн.}} = Z_{\text{тар.}} + D_{\text{н.вр.}} + D_{\text{пр.дн.}} + D_{\text{пр.}} + D_{\text{вред.}}, \quad (5.3.2)$$

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:

$$Z_{\text{тар.}}^i = N_{\text{сп.}}^i \cdot T_{\text{эф.раб.}} \cdot T_{\text{ст.}}^i, \quad (5.3.3)$$

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 150 руб./ч.

$$Z_{\text{тар.}}^5 = 27 \cdot 2112 \cdot 150 = 8553600 \text{ руб./год.}$$

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

$$D_{\text{н.вр.}} = 27 \cdot 95 \cdot 12 \cdot 150 \cdot 0,4 = 1846800 \text{ руб./год.}$$

Доплата за работу в праздничные дни (в году 9 праздничных дней) составляет 100 % от тарифной ЗП:

$$D_{\text{пр.дн.}} = 27 \cdot 9 \cdot 12 \cdot 150 = 437400 \text{ руб./год.}$$

Доплата премий составляет 30 % от тарифной ЗП:

$$D_{\text{пр.}} = 8553600 \cdot 0,3 = 2566080 \text{ руб./год.}$$

Доплата за вредность составляет 12 % от тарифной ЗП:

$$D_{\text{вред.}} = 8553600 \cdot 0,12 = 1026432 \text{ руб./год.}$$

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

$$Z_{\text{осн.}} = 8553600 + 1846800 + 437400 + 2566080 + 1026432 = 14430312 \text{ руб./год.}$$

Дополнительный фонд ЗП рассчитывается по формуле:

$$Z_{\text{доп.}} = Z_{\text{осн.}} \cdot P_{\text{д.зп.}}, \quad (5.3.4)$$

где $P_{\text{д.зп.}}$ – процент доплаты, равный 10 %.

$$Z_{\text{доп.}} = 14430312 \cdot 0,1 = 1443031 \text{ руб./год.}$$

Таким образом, расчетный годовой фонд ЗП будет равен:

$$Z_{\text{год.}} = 14430312 + 1443031 = 15873343 \text{ руб./год.}$$

Заработная плата основного рабочего составляет 48992 руб.

5.4 Расчет годового фонда заработной платы ИТР и вспомогательных работников цеха

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

$$Z_{\text{тар.}} = P_{\text{мес.}} \cdot T_{\text{окл.}}, \quad (5.4.1)$$

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 15 приведен состав ИТР и вспомогательных рабочих

Таблица 15 – Состав ИТР и вспомогательного персонала

Наименование должности	Месячный оклад, руб.
Начальник цеха	127644
Старший технолог отделения	89351
Мастер смены	57884
Дежурный механик	11802
Дежурный электрик	11802
Дежурный КИПиА	11802

Основная заработная плата служащих и прочего персонала рассчитывается по формуле:

$$Z_{\text{осн.}} = Z_{\text{тар.}} + D_{\text{пр.дн.}} + D_{\text{вред.}}, \quad (5.4.2)$$

$$D_{\text{пр.дн.}} = (T_{\text{окл.}} / 20,25) \cdot N \cdot N_{\text{явочн.}}, \quad (5.4.3)$$

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):

$$Z_{\text{тар.}} = 11 \cdot 100000 = 1100000 \text{ руб./год,}$$

$$D_{\text{вред.}} = 1100000 \cdot 0,12 = 132000 \text{ руб./год,}$$

$$D_{\text{пр.дн.}} = (100000 / 20,25) \cdot 9 \cdot 1 = 444444 \text{ руб./год,}$$

$$Z_{\text{осн.}} = 1100000 + 132000 + 444444 = 1276444 \text{ руб./год,}$$

$$Z_{\text{доп.}} = 1276444 \cdot 0,1 = 127644 \text{ руб./год,}$$

$$Z_{\text{год.}} = 1276444 + 127644 = 1404088 \text{ руб./год.}$$

2 Для старшего технолога отделения (пятидневная рабочая неделя):

$$Z_{\text{тар.}} = 11 \cdot 70000 = 770000 \text{ руб./год,}$$

$$D_{\text{вред.}} = 770000 \cdot 0,12 = 92400 \text{ руб./год,}$$

$$D_{\text{пр.дн.}} = (70000 / 20,25) \cdot 9 \cdot 1 = 31111 \text{ руб./год,}$$

$$Z_{\text{осн.}} = 770000 + 92400 + 31111 = 893511 \text{ руб./год,}$$

$$Z_{\text{доп.}} = 893511 \cdot 0,1 = 89351 \text{ руб./год,}$$

$$Z_{\text{год.}} = 893511 + 89351 = 982862 \text{ руб./год.}$$

3 Для мастера смены:

$$Z_{\text{тар.}} = 11 \cdot 45000 \cdot 3 = 1485000 \text{ руб./год,}$$

$$D_{\text{вред.}} = 1485000 \cdot 0,12 = 178200 \text{ руб./год,}$$

$$D_{\text{пр.дн.}} = (55000 / 20,25) \cdot 9 \cdot 3 = 73333 \text{ руб./год,}$$

$$Z_{\text{осн.}} = 1485000 + 178200 + 73333 = 1736533 \text{ руб./год,}$$

$$Z_{\text{доп.}} = 1736533 \cdot 0,1 = 173653 \text{ руб./год,}$$

$$Z_{\text{год.}} = 1736533 + 173653 = 1910186 \text{ руб./год.}$$

4 Для вспомогательного персонала:

Часовая тарифная ставка составляет 130 руб./ч,

$$Z_{\text{тар.}}^5 = 10 \cdot 2112 \cdot 130 = 2745600 \text{ руб./год,}$$

$$D_{\text{н.вр.}} = 10 \cdot 95 \cdot 12 \cdot 130 \cdot 0,4 = 592800 \text{ руб./год,}$$

$$D_{\text{пр.дн.}} = 10 \cdot 9 \cdot 12 \cdot 130 = 129600 \text{ руб./год,}$$

$$D_{\text{пр.}} = 2745600 \cdot 0,3 = 823680 \text{ руб./год,}$$

$$D_{\text{вред.}} = 2745600 \cdot 0,12 = 329472 \text{ руб./год,}$$

$$Z_{\text{осн.}} = 2745600 + 592800 + 129600 + 823680 + 329472 = 4291680 \text{ руб./год,}$$

$$Z_{\text{доп.}} = 4291680 \cdot 0,1 = 429168 \text{ руб./год,}$$

$$Z_{\text{год.}} = 4291680 + 429168 = 4720848 \text{ руб./год.}$$

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

$$Z_{\text{год.}} = 4720848 \cdot 0,3 = 1416254 \text{ руб./год.}$$

Полный годовой фонд ЗП составляет:

$$\Phi_{\text{зп}} = 15873343 + 1404088 + 982862 + 1910186 + 1416254 = 21586733 \text{ руб.}$$

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

$$Z_{\text{соц.}} = 21586733 \cdot 0,3 = 6476020 \text{ руб./год.}$$

5.5 Расчет капитальных затрат

Цех сорбционного цианирования золотосодержащей руды имеет следующие параметры: длина – 60 м, ширина – 30 м, высота – 25 м. Производственная площадь – 1800 м². Полный объем здания 45000 м³.

Расчет стоимости здания производится по формуле:

$$C = C_{1м}^3 \cdot V_{\text{зд.}}, \quad (5.5.1)$$

где $C_{1м}^3$ – стоимость затрат на постройку 1 м³ здания, руб.;

$V_{зд.}$ – объем здания, /м³.

$$C = 1300 \cdot 45000 = 64350000 \text{ руб.}$$

В таблице 16 приведены денежные затраты на санитарно-технические работы ($C_{с.р.}$).

Таблица 16 – Затраты на санитарно-технические работы

Затраты	% от затрат на постройку здания	Цена, руб.
Отопление	5	3217500
Вентиляция	5	3217500
Водопровод	3	1930500
Канализация	3	1930500
Освещение	2	1287000
Итого	18	11583000

Общая стоимость здания составит:

$$C_{зд.} = C + C_{с.р.}, \quad (5.5.2)$$

$$C_{зд.} = 64350000 + 11583000 = 75933000 \text{ руб.}$$

Расчеты капитальных затрат на приобретение и монтаж оборудования представлены в таблицах 17, 18.

Таблица 17 – Стоимость основного оборудования

Наименование	Количество, шт.	Цена за шт., руб.	Цена, руб.
Сгуститель	1	1720000	1720000
Пачук предварительного цианирования	4	1100000	4400000
Пачук сорбции	8	1350000	10800000
Напорная емкость	3	200000	600000
Линейный грохот	1	150000	150000
Вибрационный грохот	1	200000	200000
Бункер накопительный	1	200000	200000
Насос центробежный	4	180000	720000
Итого			18790000

Таблица 18 – Расходы на наладку и монтаж оборудования

Затраты	% от стоимости оборудования	Цена, руб.
Устройство фундаментов	10	1879000
Технологические трубопроводы	10	1879000
Антикоррозионные работы	5	939500
Кабельные разводки	5	939500
КИПиА	10	1879000
Монтаж оборудования	15	2818500
Вспомогательное оборудование	5	939500
Итого	65	12213500

Общие капитальные затраты (без стоимости помещения):

$$C_{\text{кап.}} = C_{\text{обор.}} + \Sigma C_{\text{затр.}}, \quad (5.5.3)$$

где $C_{\text{обор.}}$ – суммарные расходы на основное оборудование, руб.;

$\Sigma C_{\text{затр.}}$ – суммарные расходы на наладку и монтаж оборудования, руб.

$$C_{\text{кап.}} = 18790000 + 12213500 = 31003500 \text{ руб.}$$

Полные капитальные затраты на здание и оборудование представлены в таблице 19.

Таблица 19 – Полные капитальные затраты

Наименование	Капитальные затраты	
	Руб.	%
Здание	75933000	71
Оборудование	31003500	29
Итого	106936500	100

Техническое эксплуатирование зданий подразумевает проведение мероприятий по его содержанию, включающих в себя:

Затраты на содержание здания – 2 % от его стоимости:

$$Z_{\text{сод.}} = 75933000 \cdot 0,02 = 1518660 \text{ руб./год.}$$

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

$$Z_{\text{т.р.}} = 75933000 \cdot 0,02 = 1518660 \text{ руб./год.}$$

Амортизационные отчисления на здание:

$$A_{\text{зд.}} = C_{\text{зд.}} \cdot \alpha, \quad (5.5.4)$$

где $A_{зд.}$ – амортизационные отчисления на здание, руб./год;

α – коэффициент срока службы здания (40 лет).

$$A_{зд.} = 75933000 \cdot 1/40 = 1898325 \text{ руб./год.}$$

Сумма затрат на содержание и эксплуатацию здания:

$$\Sigma Z_1 = Z_{\text{сод.}} + Z_{\text{т.р.}} + A_{зд.}, \quad (5.5.5)$$

где ΣZ_1 – суммарные затраты на содержание и эксплуатацию здания, руб./год.

$$\Sigma Z_1 = 1518660 + 1518660 + 1898325 = 4935645 \text{ руб./год.}$$

В расходы на содержание и эксплуатацию оборудования входят:

Ремонтный фонд – 15 % от стоимости оборудования:

$$\Phi_{\text{т.р.}} = 31003500 \cdot 0,15 = 4650525 \text{ руб./год.}$$

Расходы на содержание оборудования – 5 % от его стоимости:

$$Z_{\text{сод.}} = 31003500 \cdot 0,05 = 1550175 \text{ руб./год.}$$

Отчисления на амортизацию оборудования (20 % от стоимости):

$$A_{\text{об.}} = 31003500 \cdot 0,2 = 6200700 \text{ руб./год.}$$

Сумма расходов на содержание и эксплуатацию оборудования:

$$\Sigma Z_2 = \Phi_{\text{т.р.}} + Z_{\text{сод.}} + A_{\text{об.}}, \quad (5.5.6)$$

где ΣZ_2 – суммарные затраты на содержание и эксплуатацию оборудования, руб./год.

$$\Sigma Z_2 = 4650525 + 1550175 + 6200700 = 12401400 \text{ руб./год.}$$

Тогда общие производственные расходы составят:

$$Z_{\text{общ.}} = \Sigma Z_1 + \Sigma Z_2, \quad (5.5.7)$$

где $Z_{\text{общ.}}$ – общепроизводственные затраты, руб./год;

$$Z_{\text{общ.}} = 4935645 + 12401400 = 17337045 \text{ руб./год.}$$

5.6 Расчет технологических затрат

Затраты на электрическую энергию рассчитываются по формуле:

$$Z_{\text{эл.эн.}} = T_{\text{эл.эн.}} \cdot N_T \cdot T_{\text{р.об.}}, \quad (5.6.1)$$

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

$T_{\text{эл.эн.}}$ – стоимость 1 кВт · ч электроэнергии, руб., (4,54 руб.);

$N_{\text{т}}$ – суммарная мощность, кВт, (150 кВт);

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

$$Z_{\text{эл.эн.}} = 4,54 \cdot 150 \cdot 7200 = 4903200 \text{ руб./год.}$$

Расчет затрат на воду:

$$Z_{\text{вод.}} = T_{\text{вод.}} \cdot T_{\text{р.об.}} \cdot V, \quad (5.6.2)$$

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

$T_{\text{вод.}}$ – стоимость 1 м³ воды, руб., (13,17 руб./м³);

V – часовой расход воды, м³ (100 м³/ч);

$$Z_{\text{вод.}} = 13,17 \cdot 7200 \cdot 100 = 9482400 \text{ руб./год.}$$

Затраты на освещение:

$$Z_{\text{осв.}} = \frac{15 \cdot S_{\text{п}} \cdot M \cdot T_{\text{р.об.}}}{1000} \cdot T_{\text{э}}, \quad (5.6.3)$$

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

15 – количество Ватт на 1 м² пола;

$S_{\text{п}}$ – площадь пола, м², (1800 м²);

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

$T_{\text{э}}$ – стоимость 1 кВт · ч электроэнергии, руб., (4,54 руб.);

$T_{\text{р.об.}}$ – число дней работы производства в году, (300 дней).

$$Z_{\text{осв.}} = (15 \cdot 1800 \cdot 24 \cdot 300 / 1000) \cdot 4,54 = 9708336 \text{ руб./год.}$$

Затраты на вентиляцию:

$$Z_{\text{вент.}} = (P_{\text{э.д.}} \cdot T_{\text{кал.}}) \cdot T_{\text{эл.эн.}}, \quad (5.6.4)$$

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 12 штук, ($P_{\text{э.д.}} = 11$ кВт).

$$Z_{\text{вент.}} = (11 \cdot 12 \cdot 24 \cdot 300) \cdot 4,7 = 4466880 \text{ руб./год.}$$

Затраты на отопление:

$$Z_{\text{отопл.}} = \frac{\alpha \cdot T \cdot V_{\text{о.п.}}}{1000} \cdot T_{\text{э}}, \quad (5.6.5)$$

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

a – количество/тепла на 1 м³ помещения, кВт, (4,4 кВт);

T – продолжительность отопительного сезона, ч, (4896 ч);

$V_{\text{о.п.}}$ – объем отапливаемого помещения, м³, (49500 м³);

$T_э$ – стоимость 1 кВт/ч электроэнергии, руб., (2,93 руб.).

$$Z_{\text{отоп.}} = (4,4 \cdot 4896 \cdot 49500 \cdot 2,93) / 1000 = 3124402 \text{ руб./год.}$$

Затраты на ОТ и ТБ:

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

$$Z_{\text{от. тб.}} = 21586733 \cdot 0,12 = 2590408 \text{ руб./год.}$$

5.7. Затраты на реагенты

Затраты на реагенты и исходное сырье приведены в таблице 20.

Таблица 20 – Затраты на реагенты и исходное сырье

Наименование	Цена за единицу, руб./т	Количество на весь годовой выпуск, ед./т	Итоговые затраты, руб./год
NaCN	98600	624,24	61550064
Сорбент	300000	40,5	12150000
Полиакриламид	50000	6	300000
Негашеная известь	5000	1200	6000000
Итого		12150000	

5.8. Калькуляция себестоимости передела.

В таблице 21 приведены значения условно-постоянных и условно-переменных затрат (зависящих от объема производства и реализации товара).

Таблица 21 – Сводная таблица результатов

Статьи затрат	Сумма руб./год
Затраты на реагенты и исходное сырье:	
– NaCN	61550064
– сорбент	12150000
– Полиакриламид	300000
– Негашеная известь	6000000
Затраты на технологическую электроэнергию	4903200
Затраты на технологическую воду	9482400
Затраты на производственное освещение	9708336
Затраты на вентиляцию	4466880
Затраты на отопление	3124402
Итого условно-переменные затраты	34126882
Фонд ЗП:	21586733
Отчисления на соц. нужды	6476020
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования:	
– амортизация оборудования	6200700
– тек. и кап. ремонты	4650525
– содержание оборудования	1550175
Цеховые расходы:	
– амортизация здания	1898325
– содержание здания.	1518660
– тек. и кап. ремонты	1518660
– расходы на ОТ и ТБ	2590408
Итого условно-постоянные затраты	47990206
Себестоимость передела	82117088

Вывод по главе 5

Была составлена таблица SWOT – анализа, направленная на изучение внутренних и внешних факторов, влияющих на функционирование компании, оценку рисков и конкурентоспособности производимого товара на рынке.

Был осуществлен расчет численности персонала, требуемого для ведения технологического процесса, явочная численность которого составила 24 человек 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 21586733 руб./год.

Была рассчитана себестоимость передела, составляющая 82117088 рублей. При этом, основная доля затрат приходится на основной фонд заработной платы рабочим – 34 %, на технологические затраты (отопление, вентиляция, электроэнергия и вода), вследствие большой габаритности цеха – 30,1 %. На содержание и эксплуатацию оборудования направляется 14 %. На цеховые расходы идет 9,1 % (обслуживание цеха) от себестоимости передела.

При стоимости одной унции золота 1255 USD и среднегодовом курсе доллара к рублю равном 58,3 получим, что годовая прибыль золотоизвлекательной фабрики при производительности 3,5 т/г по металлу равна 8593651200 руб. Себестоимость передела составляет 2,1 % от годовой прибыли золотоизвлекательной фабрики.

7 Автоматизация процесса

7.1 Контроль и автоматизация

Автоматизация химического процесса позволяет получить высококачественный продукт, увеличить конкурентоспособность выпускаемого товара и создать условия безопасного производства для рабочих. Получение продуктов химическими методами имеет свои особенности: сложность регулирования процесса; восприимчивость процессов к сбоям и отклонениям технологического процесса; наличие в рабочей зоне вредных и опасных факторов; взрыво- и пожароопасность используемых реагентов [44].

В дипломном проекте разработана схема автоматизации процесса сорбционного выщелачивания золотосодержащей руды, согласно ГОСТа 21.404-85.

Пульпа из цеха дробления и измельчения самотеком поступает в сгуститель 1. Аппарат оснащен граблинами, служащими для продвижения пульпы к центральному разгрузочному патрубку, приводящиеся в движение от нажатия оператором кнопки на пульте. Так же в сгуститель подается раствор пориакриламида, в качестве флокулянта, из емкости 6 с помощью центробежного насоса 43. Для создания и поддержания среды (рН от 10 до 11) из емкости 7 поступает $\text{Ca}(\text{OH})_2$. Контроль среды осуществляется с помощью рН-метра (позиция 4-1) и регулируется задвижкой 5. Степень сгущения пульпы определяется плотномером (позиция 2-1). Расход сгущенной пульпы измеряется расходомером (позиция 6-1) и регулируется числом оборотов центробежного насоса 7.

Далее пульпа подается на линейный грохот 2, приводящийся в движение от нажатия оператором кнопки на пульте. На грохоте 2 происходит очистка пульпы от щепы и мусора.

Очищенная золотосодержащая пульпа самотеком транспортируется в первый пачук предварительного цианирования 3_1 для перевода в раствор

от 70 до 80 % золота. Измерение расхода пульпы осуществляется расходомером (позиция 9-1). Уровень заполнения аппаратов измеряется уровнемером (позиция 17-1, 20-1). Из первого пачука цианирования 3_1 пульпа самотеком подаётся во второй пачук предварительного цианирования 3_2 и далее по каскаду. Расход измеряется расходомером (позиция 18-1) и регулируется задвижкой 19.

Совместно с пульпой в пачуки предварительного цианирования 3_1-3_2 из напорной емкости 5, с помощью насоса 45, подается раствор NaCN для выщелачивания руды. В пачук 3_1 из емкости 7 раствор $\text{Ca}(\text{OH})_2$ для поддержания значения pH в пределах 10 – 11. Уровни заполнения емкостей измеряются уровнемерами (позиции 39-1, 44-1). Расход NaCN измеряется датчиками расхода (позиции 11-1, 13-1) и регулируется задвижками 12 и 14. Расход $\text{Ca}(\text{OH})_2$ измеряется датчиком расхода (позиции 10-1). Контроль pH раствора в пачуках предварительного цианирования осуществляется pH-метром (позиция 15-1, 24-1) и регулируется задвижкой 16.

Пульпа после предварительного цианирования самотеком поступает в первый аппарат сорбционного цианирования 4_1 . Расход измеряется расходомером (позиция 27-1) и регулируется задвижкой 28. Каскад сорбции состоит из восьми аппаратов 4_1-4_8 , оснащенных датчиками уровня (позиции 31-1, 35-1) и pH-метрами (позиция 32-1, 36-1). Перемешивание пульпы осуществляется воздушными циркуляторами, расположенными в центре пачуков сорбции. При помощи эрлифтов, находящихся в пачуках, пульпа и сорбент поднимаются вверх и разделяются на дренажных сетках. Воздействие на перемешивание осуществляется с помощью изменения давления сжатого воздуха, давление в трубопроводах измеряется при помощи датчиков давления (позиции 21-1, 25-1, 29-1, 33-1), оснащенных сигнализацией, и регулируется вентилями 22, 26, 30, 34.

Пульпа самотеком движется по каскаду аппаратов сорбции 4_1-4_8 от первого пачука к последнему. В последний аппарат сорбционного цианирования 4_8 из отделения регенерации анионита подается сорбент и

движется противотоком пульпе в первый пачук 4₁. Выгрузка сорбента осуществляется самотеком для отмывки от илов на вибрационный грохот 8 приводящийся в движение от нажатия оператором кнопки на пульте. Обогащенный сорбент самотеком транспортируется в приемный бункер 9, оснащенный датчиком веса (позиция 38-1), откуда направляется на десорбцию золота. Промывная вода уходит в оборотные растворы. Функциональная схема автоматизации процесса сорбционного цианирования золотосодержащей руды представлена в приложении Б (рисунок Б.1).

7.2 Перечни технологических параметров, подлежащих контролю, регулированию, сигнализации

Контролю подлежат следующие параметры:

- уровни пульпы в пачуках предварительного цианирования 3₁, 3₂, сорбента в накопительной колонне, емкостей для подачи NaCN и Ca(OH)₂;
- pH пульпы в пачуках 4₁-4₈;
- плотность пульпы в сгустителе 1;
- масса обогащенного сорбента в приемном бункере;
- давление сжатого воздуха.

Регулированию подлежат следующие параметры:

- давление сжатого воздуха;
- расход пульпы из сгустителя, расход NaCN и Ca(OH)₂, расход пульпы в пачуках цианирования;

- pH пульпы в пачуках 3₁ и 3₂;

Сигнализации подлежат следующие параметры:

- давление сжатого воздуха;
- уровень пульпы в пачуках, уровень в емкости с NaCN, уровень в емкости с Ca(OH)₂;
- масса обогащённого сорбента в бункере 9.

7.3 Подбор контрольно-измерительных приборов

Основные параметры датчиков и преобразователей, применяемых в автоматизации цеха, представлены в таблице 26.

Таблица 26 – Характеристики датчиков и преобразователей

Позиция	Название	Параметры
15-1, 24-1, 32-1, 36-1	pH-метр типа «ПМП-132»	Диапазон pH 0 -12; Основная погрешность $\pm 0,02$, ед. pH; Давление не более 0,5 Мпа; ЭДС, мВ ± 2 .
38-1	Тензорезисторный датчик веса, Тензом, модель Т4	Диапазон измерения от 5 до 1000 кг; Погрешность 0,04 %; Диапазон рабочих температур от -20 до +90 °С; Защита IP 68; Выходной сигнал от 4 до 20 мА, от 0 до 10 В; Номинальное значение до 300 кг
21-1, 25-1, 29-1, 33-1	Датчик давления с плоской мембраной Trafag	Диапазон измерений, бар: от 0 – 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
3-1, 6-1, 7-1, 9-1, 11-1, 13-1, 17-1, 26-1, 39-1, 42-1	Электромагнитный расходомер SITRANS FM MAGFLO MAG 3100	Рабочая температура от минус 40 до 180 °С; Степень защиты IP67 / IP68; Точность 0,25 – 0,5 %; Электроды AISI 316 Ti, моннель, платина / иридий, титан, тантал; Давление до 40 бар
15-1, 23-1, 30-1, 34-1, 38-1, 41-1	Ультразвуковой сигнализатор уровня СУР – 7	Температура контролируемой среды от минус 45 до 100 °С; Давление контролируемой среды до 10,0 Мпа; Маркировка взрывозащиты 0ExiaПBT5 X; Степень защиты IP68 по ГОСТ 14254
2-1	Плотномер Densell	Диапазон измерения плотности от 1000 до 3000 кг/м ³ ; Рабочая температура от минус 15 до плюс 70 °С; Основная погрешность для пульпы 0,5 %; Выходной сигнал от 4 до 20 мА

Вывод по главе 7

В данной главе была разработана система автоматизации процесса сорбционного цианирования золотосодержащей пульпы, определены основные параметры процесса, подлежащие контролю, регулированию и сигнализации. Подобраны первичные преобразователи для проведения процесса сорбционного цианирования.