



Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
федеральное государственное автономное
образовательное учреждение высшего образования
«Национальный исследовательский Томский политехнический университет» (ТПУ)

Школа Инженерная школа ядерных технологий (ИЯТШ)
Направление 18.05.02 Химическая технология материалов современной энергетики
ООП/ОПОП Химическая технология материалов ядерно-топливного цикла
Отделение школы Отделение ядерно-топливного цикла (ОЯТЦ)

ВЫПУСКНАЯ КВАЛИФИКАЦИОННАЯ РАБОТА СПЕЦИАЛИСТА

Тема работы
Проект цеха получения поликристаллического кремния для солнечной энергетики, производительностью по кремнию 500 кг в час

УДК 661.681:721.055

Обучающийся

Группа	ФИО	Подпись	Дата
0471	Бедарева Анастасия Константиновна		

Руководитель ВКР

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Профессор ОЯТЦ ИЯТШ	Карелин В.А.	д.т.н.		

КОНСУЛЬТАНТЫ ПО РАЗДЕЛАМ:

По разделу «Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение»

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент ОСГН ШБИП	Дукарт С.А.	к.и.н.		

По разделу «Социальная ответственность»

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

По разделу «Автоматизация процесса»

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

Нормоконтроль

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Доцент ОЯТЦ ИЯТШ	Страшко А.Н.	к.т.н.		

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ:

Руководитель ООП	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Руководитель ООП	Леонова Л.А.	к.т.н.		

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

Код результата	Результат обучения (выпускник должен быть готов)
<i>Общекультурные компетенции</i>	
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
<i>Общепрофессиональные компетенции</i>	
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
<i>Профессиональные компетенции</i>	
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
<i>Профессионально-специализированные компетенции (профиль)</i>	
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 ОЯТЦ
_____ А.Г. Горюнов
(Подпись)(Дата)

ЗАДАНИЕ

на выполнение выпускной квалификационной работы

В форме:

дипломной работы

Студенту:

Группа	ФИО
0471	Бедарева Анастасия Константиновна

Тема работы:

Проект цеха получения поликристаллического кремния для солнечной энергетики, производительностью по кремнию 500 кг/ч	
Утверждена приказом директора (дата, номер)	

Срок сдачи студентом выполненной работы:	28 декабря 2022 года
--	----------------------

ТЕХНИЧЕСКОЕ ЗАДАНИЕ:

<p>Исходные данные к работе <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>Состав исходного кварцевого песка: SiO₂ – 970,2999 кг; Na₂O – 6,8 кг; K₂O – 5,1 кг; CaO – 4,9 кг; MgO – 4,4 кг; TiO₂ – 3,8 кг; Al₂O₃ – 2,4 кг; Fe₂O₃ – 2,3 кг; V₂O₃ – 0,00008 кг; P₂O₅ – 0,00005 кг; Производительность по исходному кварцевому песку – 500 кг/ч.</p>
--	--

<p>Перечень подлежащих исследованию, проектированию и разработке вопросов</p>	<p>1. Введение 2. Обзор литературы 3. Объект и методы исследования 3.1. Объект исследования 3.2. Описание экспериментальных установок 3.3. Методики проведения исследований 3.4. Приборы и методы анализа 4. Результаты проведенного исследования 5. Расчеты и аналитика 5.1. Теория процесса (термодинамика, кинетика) 5.2. Разработка и описание аппаратурно-технологической схемы. 5.3. Расчёт материального баланса исследуемого процесса 5.4. Расчёт теплового баланса исследуемого процесса 5.5. Расчёт основного аппарата. 5.5.1. Расчёт геометрии и габаритов основного аппарата. 5.5.2. Механический расчёт основного аппарата. 5.5.3. Гидравлический расчёт основного аппарата. 5.5.4. Энергетический расчёт основного аппарата. 6. Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение 7. Социальная ответственность 8. Автоматизация процесса 9. Заключение</p>
<p>Перечень графического материала</p>	<p>1 Блок-схема с материальными потоками 2 Аппаратно-технологическая схема производства 3 Сборочный чертеж основного аппарата 4 План размещения оборудования 5 Экономика 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>Дукарт С.А., Доцент ОСГН ШБИП</p>
<p>Социальная ответственность</p>	<p>Передерин Ю.В., Доцент ОЯТЦ ИЯТШ</p>
<p>Автоматизация процесса</p>	<p>Кузьмина А.В., Доцент ОЯТЦ ИЯТШ</p>
<p>Нормоконтроллер</p>	<p>Страшко А.Н., Доцент ОЯТЦ ИЯТШ</p>
<p>Дата выдачи на выполнение выпускной квалификационной работы по линейному графику</p>	<p>11.10.2022</p>

Задание выдал руководитель:

<p>Должность</p>	<p>ФИО</p>	<p>Ученая степень, звание</p>	<p>Подпись</p>	<p>Дата</p>
<p>Профессор</p>	<p>Карелин В.А.</p>	<p>Д.т.н.</p>		

Задание принял к исполнению студент:

<p>Группа 0471</p>	<p>ФИО Бедарева А.К</p>	<p>Подпись</p>	<p>Дата</p>
-------------------------------	------------------------------------	-----------------------	--------------------



Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
федеральное государственное автономное
образовательное учреждение высшего образования
«Национальный исследовательский Томский политехнический университет» (ТПУ)

Школа Инженерная школа ядерных технологий (ИЯТШ)
Направление 18.05.02 Химическая технология материалов современной энергетики
ООП/ОПОП Химическая технология материалов ядерно-топливного цикла
Отделение школы Отделение ядерно-топливного цикла (ОЯТЦ)
Период выполнения (осенний / весенний семестр 2022/2023 учебного года)

**КАЛЕНДАРНЫЙ РЕЙТИНГ-ПЛАН
выполнения выпускной квалификационной работы**

Обучающийся:

Группа	ФИО
0471	Бедарева Анастасия Константиновна

Тема работы:

<i>Проект цеха получения поликристаллического кремния солнечного качества производительностью 500 кг/ч</i>
--

Срок сдачи обучающимся выполненной работы:	28.12.2022
--	------------

Дата контроля	Название раздела (модуля) / вид работы (исследования)	Максимальный балл раздела (модуля)
7 ноября 2022	Обзор литературы	4
22 ноября 2022	Расчёт и аналитика	15
25 ноября 2022	Результаты расчётов	5
28 ноября 2022	План размещения оборудования	10
5 декабря 2022	Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение	10
12 декабря 2022	Социальная ответственность	5
20 декабря 2022	Автоматизация процесса	5
25 декабря 2022	Заключение и введение	6
25 декабря 2022	Список использованных источников	7

СОСТАВИЛ:

Руководитель ВКР

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Профессор ОЯТЦ ИЯТШ	Карелин В.А.	д.т.н.		

СОГЛАСОВАНО:

Руководитель ООП

Должность	ФИО	Ученая степень, звание	Подпись	Дата
Руководитель ООП	Леонова Л.А.	к.т.н.		

Обучающийся

Группа	ФИО	Подпись	Дата
0471	Бедарева Анастасия Константиновна		

Реферат

Дипломный проект, 112 страницы, 16 рисунков, 16 таблиц, 35 источников, 1 приложение.

Ключевые слова: фторирование кварцевых песков, пламенный реактор, силаны, тетрафторид урана, полупроводниковый кремний, кремний солнечного качества.

В дипломной работе представлена установка получения кремния для солнечной энергетики производительностью 500 кг в час. Рассмотрена фторидная технология получения полупроводникового кремния, которая заключается во фторировании кварцевых песков с получением газообразного SiF_4 , его очистке от примесей.

В ходе выполнения проекта рассчитан материальный и тепловой баланс основного процесса, выполнен аппаратный расчет основного аппарата, а также вспомогательного оборудования.

Выполнен анализ основных опасных и вредных факторов производства кремния, разработаны мероприятия по защите от них, рассчитана категория здания по взрывопожарной и пожарной опасности; разработана схема контроля и управления аппаратами.

Оглавление

Введение.....	10
1 Обзор литературы	12
1.1 Физико-химические свойства кремния.....	12
1.2 Методы получения кремния	13
1.2.1 Metallургический метод	13
1.2.2 Электрохимический метод.....	14
1.2.3 Восстановление кремнийсодержащих соединений с помощью металлов	15
1.2.4 Пиролиз кремнийсодержащих соединений.....	18
1.2.5 Восстановление кремнийсодержащих соединений водородом	20
1.3 Получение силанов	23
1.3.1 Свойства силанов	23
1.4 Способы получения трихлорсилана.....	24
2 Расчет и аналитика.....	29
2.1 Теория процесса	29
2.2 Расчет материального баланса технологической схемы.....	31
2.2.1 Расчет материального баланса пламенного реактора	31
2.2.2 Расчет материального баланса реактора улавливания фтора.....	36
2.3 Тепловой баланс пламенного реактора	38
2.4 Тепловой расчет реактора улавливания избытка фтора	45
2.5 Конструктивный расчет пламенного реактора	48
2.5.1 Диаметры патрубков.....	48
2.5.2 Расчет пламени.....	51
2.5.4 Расчет бункера для сброса нелетучих фторидов из реактора улавливания избытка фтора	52
2.5.5 Расчет фильтра для улавливания тетрафторида титана.....	53
3. Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение	56
3.1 Расчет сметной стоимости проектируемого объекта	56
3.2. Расчет сметной стоимости зданий и сооружений	57
3.3. Расчет сметной стоимости оборудования	59

3.4. Расчет фонда времени работы оборудования в году.....	61
3.5. Расчет численности персонала	62
3.5.1. Составление баланса рабочего времени одного среднесписочного рабочего.....	62
3.5.2. Расчет численности основных производственных рабочих.....	64
3.5.3. Расчет производительности труда.....	66
3.6. Расчет фонда заработной платы основного и вспомогательного персонала	67
3.6.1 Расчет годового фонда заработной платы инженерно-технических работников и младшего обслуживающего персонала	70
3.7. Расчет технологических затрат.....	73
3.8. Калькуляция себестоимости передела.....	76
3.8. Расчет точки безубыточности.....	77
Результаты расчетов	78
<u>4</u> Социальная ответственность	79
<u>4.1</u> Электробезопасность	81
<u>4.2</u> Защита от шума и вибрации.....	84
<u>4.3</u> Освещенность	85
<u>4.4</u> Пожаро- и взрывобезопасность	88
<u>4.5</u> Микроклимат	89
<u>4.6</u> Вентиляция	90
<u>4.7</u> АС и ЧС в производстве.....	91
<u>4.8</u> Выводы по разделу.....	94
<u>5</u> Автоматизация технологической схемы	96
4.1 Описание схемы автоматизации.....	97
4.2 Определение контролируемых параметров	100
1.1 Контрольно-измерительные приборы	102
4.3.1 Приборы для измерения расхода.....	102
4.3.2 Приборы измерения температуры.....	102
4.3.3 Приборы для измерения давления	103
4.3.4. Приборы для измерения веса.....	103
4.3.5. Пуск и останов технологического процесса	103
<u>Заключение</u>	105

Список используемых источников..... 107

Введение

Кремний является широко распространенным элементом, встречающимся всегда в форме соединений – обычно в виде оксидов или силикатов. Поэтому в большинстве крупномасштабных методов получения полупроводникового кремния используется в качестве исходного сырья его оксид. Порядок технологических операций определяет конечную чистоту продукта. При этом учитывается не только трудность удаления примесей из исходного диоксида кремния, но и степень чистоты химических реагентов, используемых на различных стадиях процесса. Основным критерием для оценки содержания примесей являются электрические свойства кремния или изготовленных из него приборов.

Полупроводниковый поликристаллический кремний (ППК) используется при конструировании солнечных батарей и в микроэлектронике как полупроводниковый материал. Создание модулей для солнечной энергетики сдерживается малыми объемами производства ППК. Это происходит из-за того, что у существующих хлоридного, хлорсиланового и моносиланового процессов получения ППК основными недостатками являются большое количество отходов производства, загрязнение окружающей среды и вследствие этого высокая себестоимость продукта. Поэтому для развития солнечной энергетики необходимо разработать принципиально новую экологически чистую и экономически выгодную технологию получения ППК.

Фторидная технология получения ППК является наиболее перспективной для создания промышленного производства ППК. Она обеспечивает экологическую чистоту и меньшее количество отходов благодаря рециркуляции элементного фтора в технологическом процессе. Этот способ заключается во фторировании кварцевых песков с получением

газообразного SiF_4 , его очистке от примесей, электролизе в расплаве LiF-KF-NaF и отмывке образовавшегося ППК безводным HF от частиц электролита.

Для обоснования выбора фторирующего реагента проведены термодинамические исследования процесса фторирования кварцевого песка с использованием в качестве фторирующих реагентов безводного HF и F_2 . Показано, что для осуществления процесса фторирования необходимо использовать элементный фтор.

Для осуществления процесса электролиза кремния во фторидной эвтектике LiF-KF-NaF выполнены термодинамические исследования процессов взаимодействия SiF_4 и фторидов В и Р с эвтектикой. Показано, что в этом процессе образуются фторидные комплексы Si, В и Р с KF . Однако потенциалы разложения фторидных комплексов В и Р выше, чем у Si, поэтому в процессе электролиза они не загрязняют образующийся ППК.

1 Обзор литературы

Технологически операции производства полупроводникового кремния связаны с извлечением его из различных соединений, очисткой от сопутствующих примесей и формированием необходимых свойств. На этом пути атомы кремния вступают в различные химические реакции, оказываются то в газовой, то в жидкой среде и, наконец, в составе чистейших твердых кристаллов. На каждом этапе технологической цепи происходят процессы, связанные с взаимодействием атомов и молекул, образование различных химических соединений, отделение сопутствующих атомов от агрегатного кремния и далее определенное легирование конечного продукта. Кроме того, конечный продукт должен соответствовать конкретным требованиям к совершенству структуры, наличию либо отсутствию определенных дефектов в атомном строении твердого кремния. На каждом этапе происходит процесс, который подлежит строгому контролю и требует глубокого понимания его механизма. Этот механизм определяется двумя факторами: кинетической энергией поступательного движения молекул (атомов) и потенциальной энергией их взаимодействия [1].

1.1 Физико-химические свойства кремния

Тetraфторид кремния, открытый Шееле в 1771 г., при нормальных условиях представляет собой бесцветный газ с резким раздражающим запахом. Весьма ядовит, предельно допустимая концентрация его в воздухе составляет 0,5 мг/м³. Термически устойчив. Растворяется в метаноле, абсолютном этиловом спирте и ацетоне [2].

Кремний расположен в 14 группе Периодической системы элементов Менделеева. По распространенности в природе он занимает второе место, уступая только кислороду; земная кора содержит 26-29,5 % Si. В природе

кремний встречается в виде оксидов (кремнезем), солей кремниевой кислоты и пр. Около 12 % литосферы составляет кремнезем в виде кварца и его разновидностей, 75 % литосферы состоит из силикатов и алюмосиликатов (полевые шпаты, слюда и т.д.). Общее число минералов, содержащих кремнезем, превышает 400 [3].

Основные физико-химические свойства кремния приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Основные физико-химические свойства кремния

Наименование параметра	Величина
Плотность, кг/м ³	2330
Твердость по Моосу, кг/мм ²	7
Температура плавления, °С	1412
Температура кипения, °С	3145
Теплопроводность при 20 °С, Дж/см	125,7
Критическое давление, атм	1450
Критическая температура, °С	4920

1.2 Методы получения кремния

1.2.1 Металлургический метод

Методы получения чистого кремния можно разделить на три основные группы: металлургический, электрохимический, химический.

Подробно металлургический метод описан далее. Получаемый при этом кремний непригоден для производства полупроводниковых приборов, но метод усовершенствуется с целью получения материала, годного для производства солнечных батарей [4]. Работы ведутся в направлении использования исходных материалов повышенной чистоты, кислотной обработки полученного кремния, введения специальных флюсов, использования экстракционной очистки расплавами металлов и т.д.

1.2.2 Электрохимический метод

Этим методом получают сплавы кремния и водорода, а также кремний в виде порошка или поликристаллической пленки. Обычно подвергают электролизу растворы галогенидов кремния в различных органических растворителях либо применяют смеси на основе галогенидов и диоксида кремния в среде расплавленных солей.

В качестве анода используют обычно уголь, кремнемедные сплавы; катоды изготавливают из графита, кремния, силицидов кремния и вольфрама.

При получении кремния электролизом (Рисунок 1) загрязненный примесями металлургический кремний с добавками меди используют в качестве анода. Электролитом является расплавленная смесь солей LiF, KF, SiF₄. Кремнемедный сплав и электролит находятся в тигле из стеклоуглерода, который одновременно служит анодным контактом для сплава. Небольшой электрический потенциал между катодом и анодом способствует переносу атомов кремния от анода к катоду и осаждению на нем кремния в поликристаллическом виде. При этом примеси более отрицательные, чем кремний, остаются на аноде и благодаря этому удается получить на катоде кремний с содержанием бора, титана, железа, ванадия, хрома, молибдена <1 ppm [5].

Составляющие электролита (K, Li, F) содержатся в получаемом кремнии на уровне нескольких ppm.

Главной проблемой данных методов является осуществление процесса электрохимического получения кремния в промышленном масштабе. Кроме того, серьезные затруднения возникают при попытках выращивания из расплава такого кремния монокристаллов, так как на поверхности расплава при этом появляется шлак. Одновременно

происходит расстекловывание используемого кварцевого тигля, что приводит к его разрушению и аварийной остановке процесса [6].

По указанным причинам промышленного распространения эти методы пока не получили.

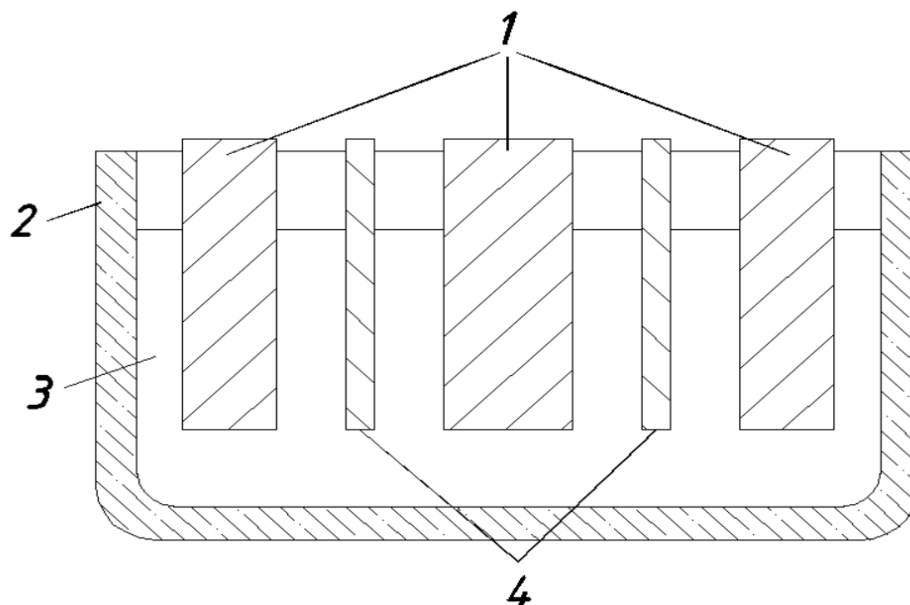


Рисунок 1 – Электролизер для получения кремния: 1 – анод;
1 – расплав электролита; 3 – тигель; 4 – графитовый катод

1.2.3 Восстановление кремнийсодержащих соединений с помощью металлов

Наиболее известным в этой подгруппе является метод восстановления четыреххлористого кремния цинком (метод Бекетова), основанный на реакции:



Установка для получения кремния этим методом (Рисунок 2) состоит из кварцевой трубы, являющейся реактором, соединенным, с одной стороны, с

испарителями цинка и тетрахлорсилана, а с другой – с конденсатором (сборником) непрореагировавших продуктов. Части установки соединены между собой уплотнениями из чистого асбеста, на шлифах или пайкой.

Все элементы установки и соединительные. трубки подогреваются отдельно регулируемыи нагревателями; температуру нагрева выбирают в следующих пределах: для печи реактора 1223-1273 К, для испарителя цинка 1223-1273 К, для испарителя тетрахлорида кремния 303-333 К, для змеевика и транспортирующей тетрахлорид кремния трубки 923-1273 К, для конденсатора (сборника) 273-723 К. При диаметре 60-100 мм и длине 1-1,5 м трубки за цикл удается получить до нескольких килограммов кремния.

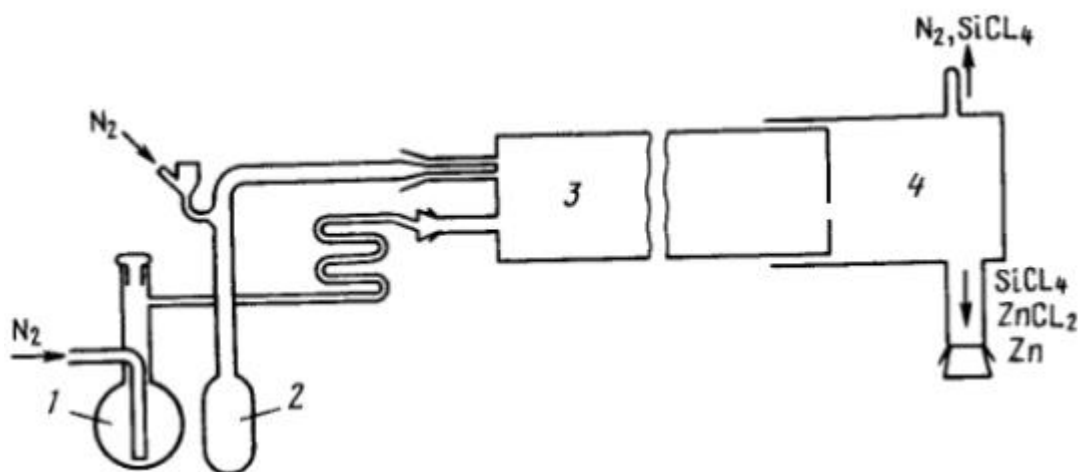


Рисунок 2 – Установка для получения кремния циркотермическим методом:

1 и 2 – испарители цинка и тетрахлорсилана соответственно;

3 – кварцевая труба; 4 – конденсатор

Кремний образуется в виде игольчатых кристаллов различных размеров, спеков мелких кристаллов и пленок. Характер и вид полученных кристаллов зависят от скорости подачи цинка и тетрахлорида кремния в реакционное пространство. При малой скорости подачи цинка растут преимущественно иглообразные кристаллы кремния. С увеличением ее

наряду с укрупнением кристаллов проявляются спеки. Получаемые разновидности кристаллов кремния существенно различаются по чистоте, причем наиболее качественными являются иголки, извлекаемые из средней части кварцевой реакционной трубы. Поэтому для дальнейшей переработки желательно учитывать получаемый кремний по виду кристаллов и месту образования [7].

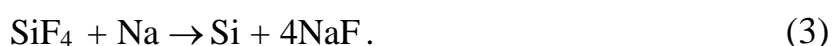
Источником примесей в получаемом кремнии являются цинк, тетрахлорид кремния, материал реакционного пространства, уплотнения, газ-носитель.

Извлеченный кремний отмывают соляной кислотой, смесью серной и соляной кислот и царской водкой. Эта операция в некоторых случаях позволяет понизить содержание примесей на порядок и более. Недостаточная отмывка приводит к появлению на поверхности расплава шлака, твердых нерастворимых взвесей, которые затрудняют выращивание монокристаллов.

Цинкотермический метод в промышленности применялся фирмой «Дьюпон де Немур» (США), а также и в СССР. На его основе удавалось получать монокристаллы с УЭС до 100-200 Ом·см. В дальнейшем цинкотермический процесс был полностью вытеснен другими, более прогрессивными методами.

В последнее время в связи с развитием исследований по получению кремния для солнечных батарей цинкотермический метод вновь привлек внимание исследователей и на его основе был создан так называемый Баттл-процесс [8]. В нем извлечение кремния достигает 96 %, а содержание бора в получаемом материале 0,02 ppm.

Опубликованы работы, в которых сообщается о получении кремния по реакциям:



Однако осуществлены эти процессы были только в лабораторном масштабе.

1.2.4 Пиролиз кремнийсодержащих соединений

Наиболее известным методом из этой подгруппы является термическое разложение силана:



В 1984 г. примерно 80 т кремния было получено этим методом [9].

Другой известный способ пиролиза – разложение тетраиодида кремния, основанный на смещении равновесия реакции $\text{Si} + 2\text{I}_2 \rightarrow \text{SiI}_4$ справа при переходе от температур 973-1023 К к температурам 1373-1473 К.

Существуют два варианта метода. В первом [10] используют ячейку, в которой совмещены синтез и разложение тетраиодида. В ячейку помещают исходный кремний и вводят некоторое количество йода. Всю ячейку нагревают до 973-1073 К. При этом кремний реагирует с йодом с образованием тетраиодида кремния, который, соприкасаясь с нитью, нагретой до 1373-1473 К, разлагается, и образовавшийся кремний осаждается на ней. Освободившийся йод снова вступает в реакцию с кремнием.

Во втором варианте [11] синтез и разложение тетраиодида кремния осуществляют отдельно, а промежуточный продукт тетраиодид кремния очищается от примесей в дистилляционной колонне.

Синтез тетраиодида кремния может быть осуществлен в реакторе с кипящим слоем [12]. Основной конструкции реактора является кварцевая труба, установленная вертикально в печи (Рисунок 3).

Йод испаряется в стальном бойлере, обогреваемом до 503 К горячим маслом. Образовавшийся тетраиодид кремния поступает в конденсатор-испаритель; а затем в кварцевую ректификационную колонну, эффективность

которой 32 теоретические тарелки. Очищенным тетраидодом кремния наполняют кварцевый сборник, помещаемый в испаритель. Испаренный тетраидод кремния направляют в аппарат разложения, состоящий из вертикальной кварцевой трубки, установленной на верхней части сборника тетраидода кремния. Внутри трубки крепится кремниевый пруток, нагреваемый до 1273 К токами высокой частоты. Отходящий от аппарата непрореагировавший тетраидод кремния и продукт реакции йод конденсируют в вакуумном конденсаторе.

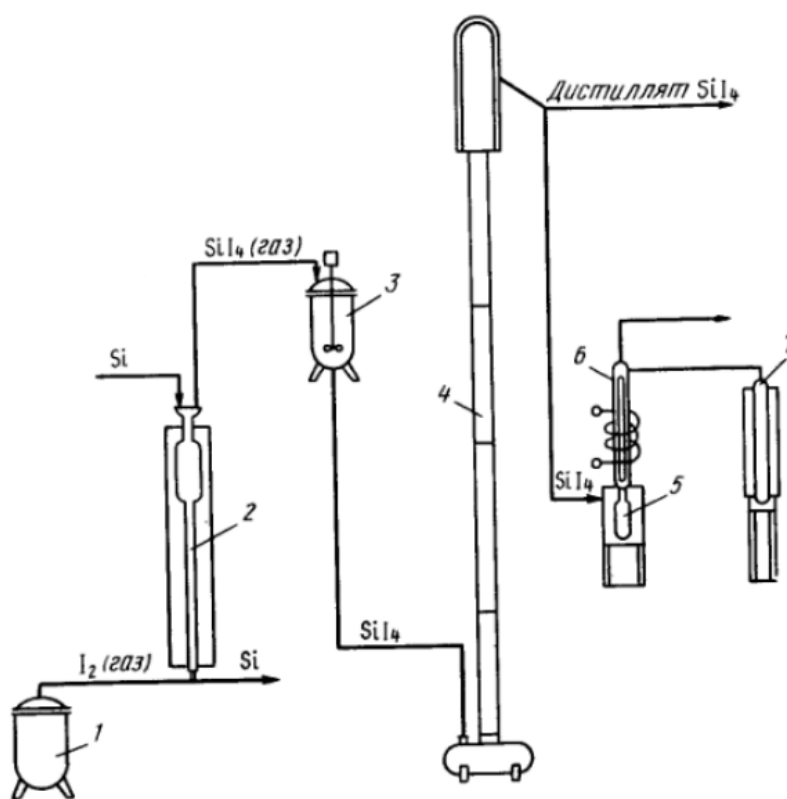


Рисунок 3 – Схема установки для получения кремния высокой чистоты йодидным методом: 1 – стальной бойлер; 2 – реактор синтеза SiI_4 в кипящем слое; 3 – конденсатор-испаритель; 4 – кварцевая ректификационная колонна; 5 – испаритель; 6 – аппарат разложения SiI_4 ; 7 – вакуумный конденсатор

На основе полученных таким образом кремниевых стержней бестигельной зонной плавкой были выращены монокристаллы кремния с уровнем чистоты по бору $3500 \text{ Ом}\cdot\text{см}$ и $\tau_{\text{н.н.з}}$ до 350 мкс.

Помимо возможности получения кремния высокой чистоты, йодидный метод обладает еще одним важным достоинством – сравнительно высокой безопасностью. Однако он не нашел широкого распространения из-за высокой стоимости йода и сложности аппаратного оформления.

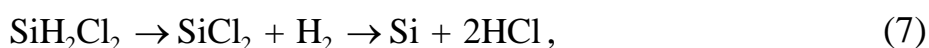
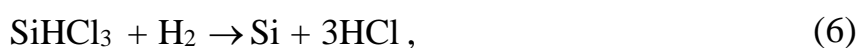
Имеются также публикации о получении в опытно-промышленном масштабе кремния термическим разложением трибромсилана, однако перспектива метода на сегодня остается неясной [13].

1.2.5 Восстановление кремнийсодержащих соединений водородом

В качестве кремнийсодержащих соединений в этом случае обычно используют тетрахлорсилан, трихлорсилан, дихлорсилан, реже тетрафторид кремния.

Каждое из этих соединений относительно стабильно при высоких температурах (>1173 К) и сравнительно хорошо очищается от нежелательных примесей ректификацией.

Суммарные реакции в упрощенной форме имеют следующий вид:



Первым для получения чистого кремния стали использовать тетрахлорсилан. В работе [14] описаны эксперименты по осаждению кремния на нагретой графитовой или молибденовой нити в процессе водородного восстановления тетрахлорсилана. В шестидесятых годах начато промышленное производство кремния с использованием тетрахлорсилана, однако в дальнейшем тетрахлорсилан был вытеснен трихлорсиланом.

Основные преимущества трихлорсилана перед тетрахлорсиланом – возможность проведения очистки при более низких температурах, большая

скорость осаждения кремния при низких расходах водорода, более низкая температура осаждения.

Дихлорсилан является еще более эффективным сырьем. Он обеспечивает высокую скорость осаждения кремния при незначительном расходе водорода. Кроме того, процесс осаждения кремния протекает при довольно низких температурах (1173-1273 К), что позволяет как увеличить степень чистоты кремния, так и снизить затраты на его производство. Однако по сравнению с трихлорсиланом дихлорсилан более опасен в обращении, а его синтез с высоким выходом более сложен [15].

Восстановление тетрафторида кремния возможно только при высоких температурах, и поэтому в настоящее время процессы на его основе лишь исследуются.

Восстановление кремнийсодержащих соединений водородом проводят в реакторе, в котором образующийся кремний осаждается на разогреваемой электрическим током основе (Рисунок 4). Первоначально в качестве основ (субстратов, подложек) применяли ленты из тантала и молибдена [16], молибденовую проволоку, внутреннюю поверхность нагреваемой снаружи кварцевой трубы [17], полосы и прутки из графита. В дальнейшем начали использовать в качестве основ кремниевые прутки-подложки. Это позволило получать кремний в виде компактных стержней, удобных для дальнейших процессов выращивания монокристаллов.

Описаны также эксперименты по осаждению кремния на находящиеся во взвешенном состоянии частицы кремния (Рисунок 5). Основная цель этого процесса – увеличение производительности и получение кусков наиболее оптимальной геометрической формы для загрузок в тигель (метод Чохральского). Последнее особенно важно для развития работ по непрерывному (полунепрерывному) выращиванию монокристаллов по методу Чохральского.

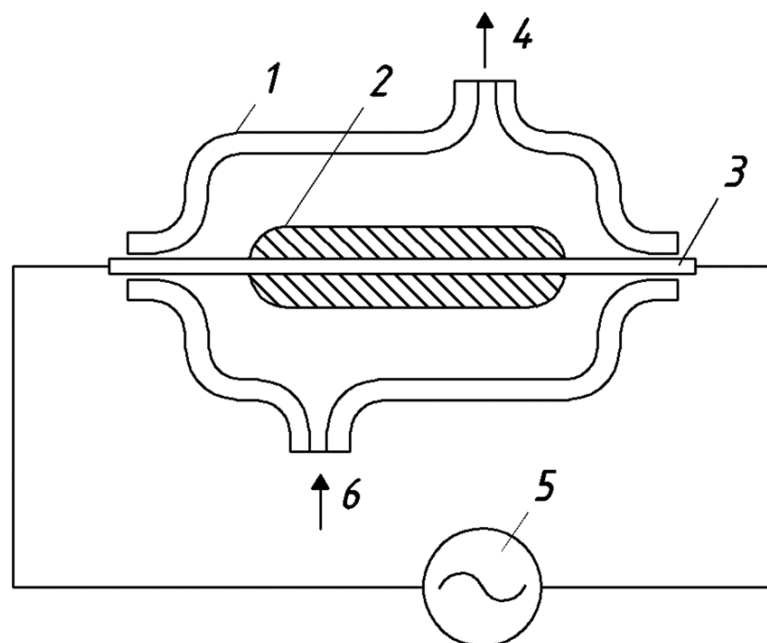


Рисунок 4 – Схема реактора для получения кремния
восстановлением кремнийсодержащих соединений водородом:
1 – реакционная камера; 2 – осажденный кремний; 3 – нагретая
основа; 4 – вывод продуктов реакции; 5 – источник
электропитания; 6 – ввод исходной смеси кремнийсодержащего
соединения и водорода

Несмотря на то, что при осаждении кремния на находящиеся во взвешенном состоянии частицы удавалось достигать скорости осаждения до 2400 г/ч, этот метод распространения пока не получил из-за возникающих эксплуатационных трудностей (осаждение кремния на стенках аппарата, необходимость улавливания мелких частиц кремния и др.).

Основной формой чистого кремния пока остаются стержни различных длины и диаметра.

Из описанных методов наибольшее промышленное распространение в настоящее время получили методы водородного восстановления трихлорсилана и термического разложения силана.

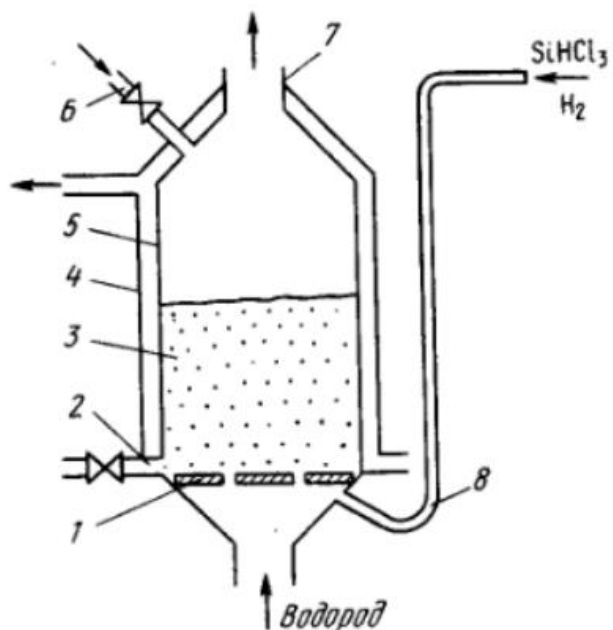


Рисунок 5 – Схема процесса получения кремния в кипящем слое:

- 1 – газораспределительная решетка; 2 – разгрузка осажденного материала; 3 – кипящий слой; 4 – рубашка охлаждения; 5 – реактор;
 6 – ввод кремниевых частиц, на которых проводят осаждение;
 7 – выход паро-газовой смеси; 8 – ввод паро-газовой смеси (SiHCl_3 и H_2)

1.3 Получение силанов

Технологические особенности процессов, связанных с получением полупроводникового кремния, во многом определяются свойствами силанов.

1.3.1 Свойства силанов

Физико-химические свойства силанов, используемых при промышленном производстве полупроводникового кремния указаны в таблице 2.

Таблица 2 – Физико-химические свойства силанов

Свойство	Вещество			
	SiCl ₄	SiHCl ₃	SiH ₂ Cl ₂	SiH ₄
Молекулярная масса, г/моль	169,900	135,450	100,980	32,120
Доля кремния в молекуле	0,165	0,207	0,277	0,869
Температура кипения, К	330,450	305,200	281,300	161,200
Плотность жидкости, кг/м ³ :				
при н.у.;	1,470	1,333	–	–
при T _{кип.}	1,403	1,317	1,261	556,000
Плотность пара, кг/м ³ :				
при н.у.;	2,158	4,371	4,513	1,454
при T _{кип.}	6,300	5,545	–	–
Теплота испарения, кДж/моль	29,330	26,600	27,270	11,260
Температура плавления, К	203,750	146,550	151,000	88,480
Теплота плавления, кДж/моль	7,716	10,894	–	0,668

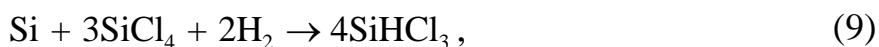
1.4 Способы получения трихлорсилана

Впервые трихлорсилан был получен при взаимодействии кремния и осушенного хлористого водорода [18]. Реакция протекает с заметной скоростью при 553-623 К [19].

В литературе имеются описания и других методов производства трихлорсилана [20]. В частности, при восстановлении кварцевого песка магнием получают силицид магния, который затем обрабатывают соляной кислотой, в результате образуется трихлорсилан.

Известны методы получения трихлорсилана при взаимодействии хлористого водорода с ферросилицием, моносилана и хлористого водорода в присутствии AlCl₃, при взаимодействии водорода и паров тетрахлорсилана с гидридом кальция при температуре красного каления. Последние реакции протекают при ~ 673 К с образованием смеси, содержащей трихлорсилана 10 % и дихлорсилана 3-5 %.

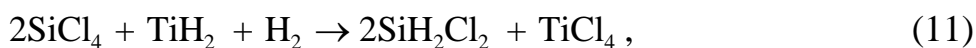
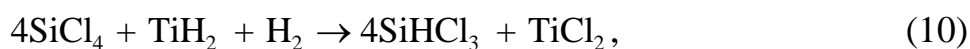
Если пропускать парогазовую смесь тетрахлорсилана и водорода над контактной массой, состоящей из смеси кремния с медью или никелем, реакция протекает при 673-773 К:



Выход трихлорсилана 38 %.

Можно получить также трихлорсилан через гидрид титана при пропускании над ним паров тетрахлорсилана и водорода.

Процесс протекает при 663-703 К и давлении 10-196 кПа:



Выход трихлорсилана достигает 15-18 %.

В промышленности наибольшее распространение получил метод гидрохлорирования кристаллического (технического) кремния при 563-623 К. Используя термодинамические характеристики силана и его производных, были рассчитаны равновесные составы наиболее вероятных реакций:



Реакции (14) и (15) протекают во всем интервале температур, при которых проводят процесс синтеза трихлорсилана, с достаточно высоким выходом. Повышение температуры способствует увеличению выхода по реакции (15). Реакция (16) практически протекает лишь до 623 К, выше этой температуры образование дихлорсилана значительно снижается. Для реакции (17) этот температурный предел составляет 1273 К.

В практике важно уменьшить вероятность протекания побочных

реакций (15)-(17), увеличить долю трихлорсилана в продуктах реакции и уменьшить удельные расходы реагентов и энергии. Кроме того, требуется, чтобы потери кремния и хлористого водорода были минимальны.

Реакция (14) идет с выделением тепла в количестве 1,57 МДж/кг, поэтому необходимо отводить тепло от реактора, чтобы не возникали местные перегревы.

Реакции взаимодействия кремния и хлористого водорода являются поверхностно-каталитическими, в связи с чем большое значение имеет представление о механизме образования трихлорсилана.

Образование трихлорсилана протекает через поверхностные соединения (продукты частичного хлорирования типа SiCl_n (где $n=1, 2, 3$)), которые образуются, например, при взаимодействии кремния с хлористым водородом или однохлористой медью [21]. Эти соединения могут длительное время сохраняться на поверхности кремния и затем десорбируются [22].

Хемосорбция хлористого водорода на кремнии и его сплавах с катализаторами происходит в виде двух молекулярных форм, т.е. атомы хлора хлористого водорода могут связываться с атомами кремния на его поверхности Si^* (атом-десорбент) в виде β - и γ -форм (Рисунок 6), имеющих различный характер связей [23].

Молекулы, адсорбированные в виде γ -формы имеют более высокую плотность, а в виде β -формы более низкую, чем в свободном состоянии, и приобретают эффективные заряды.

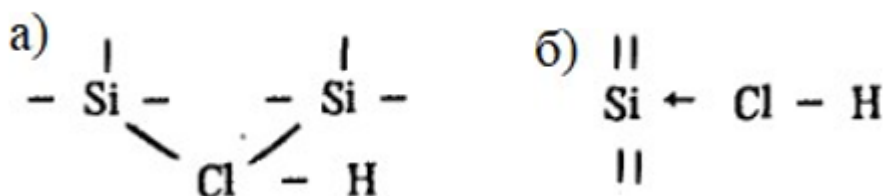


Рисунок 6 – а) молекулы, адсорбированные в виде γ -формы; б) молекулы, адсорбированные в виде β -формы

Возникновение поверхностных молекулярных соединений с помощью полярной донорно-акцепторной связи сопровождается резким увеличением полярности связей внутри молекул. Таким образом, связи H-Cl и Si*-Si деформируются. Происходит ослабление связей атома-адсорбента с кристаллической решеткой (Si*-Si), что облегчает отрыв от нее атома Si* в ходе реакции. В реакциях прямого синтеза активны молекулы хлорпроизводных, адсорбированные в виде β-формы [24].

Из указанного следует, что механизм реакций гидрохлорирования предусматривает присутствие на поверхности кремния продуктов неполного хлорирования в виде поверхностных соединений, типичный представитель которых представлен на рисунке 7.

Эти соединения являются наиболее активными центрами адсорбции хлористого водорода в виде реакционно-способной β-формы, образующей хемосорбционную связь Si←Cl-H с атомами кремния соединения, представленного на рисунке 7 при участии пары 3p-электронов атомов хлора, молекулы адсорбента и свободной 3d-орбитали атома кремния-акцептора.

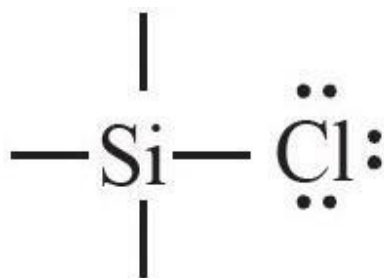


Рисунок 7 – Продукты неполного хлорирования, которые присутствуют на поверхности кремния в процессе реакции гидрохлорирования

Основное условие протекания реакции по рассмотренному механизму – усиление определенных свойств атома Si* с электроотрицательным атомом хлора [25]. Именно поверхностные соединения, адсорбированные в виде β-формы являются активными центрами реакции хлористого водорода с

кремнием с образованием трихлорсилана.

В реакции молекул адсорбата с атомом Si* происходит отрыв от одной молекулы атома хлора с неспаренным электроном, который связывается с ближайшим соседним поверхностным атомом кремния со свободной валентностью, регенерируя соединение, представленное на рисунке 8.

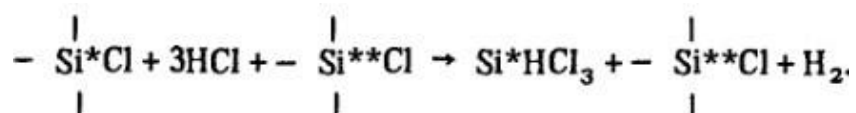


Рисунок 8 – Соединение, получающееся в результате реакции молекуладсорбата с атомом Si*

В начальный момент, когда на поверхности кремния нет атомов хлора, реакция не протекает и существует так называемый индукционный период, во время которого формируются активные поверхностные состояния кремния и который связан с накоплением соединений хлора на поверхности кремния или сплавов на его основе. Лишь после этого индукционного периода реакция протекает достаточно легко.

Если перед проведением основной реакции обработать поверхность хлором, то взаимодействие хлористого водорода и кремния начинается без индукционного периода уже при 553 К.

Образовавшееся поверхностное соединение SiCl₂ реагирует затем с хлористым водородом, образуя трихлорсилан SiHCl₃, быстро десорбирующийся с поверхности кремния. Поверхностные соединения типа SiCl₂ были обнаружены экспериментально [26].

Образование тетрахлорсилана происходит, вероятно, по реакции взаимодействия трихлорсилана с хлористым водородом, а также при реакции диспропорционирования трихлорсилана:



Состав образующихся при гидрохлорировании хлорсиланов показан на

рисунке 9 [27].

Добавки к кремнию металлов, являющихся катализаторами, позволяют снизить энергию активации реакции 14 и повысить ее скорость [28].

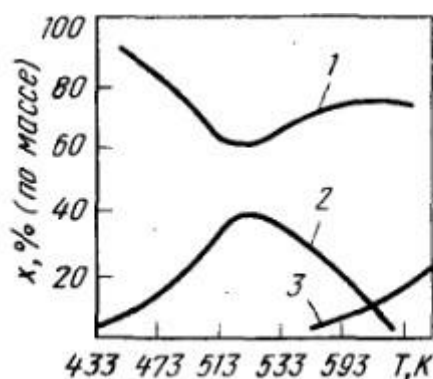


Рисунок 9 – Состав конденсата хлорсиланов в зависимости от температуры реакции взаимодействия хлористого водорода с техническим кремнием марки КР-1, содержащим 5 % Cu (медь на кремний осаждена из $\text{Cu}(\text{NO}_3)_2$): 1 – трихлорсилан; 2 – дихлорсилан; 3 – тетрахлорсилан

Наличие влаги в хлористом водороде способствует пассивации поверхности кремния и резкому снижению количества активных центров, что ведет к уменьшению скорости реакции образования трихлорсилана при увеличении доли побочных веществ (тетрахлорсилана) в продуктах реакции [29].

2 Расчет и аналитика

2.1 Теория процесса

Представляет интерес целевая переработка природных кварцевых песков и природных кварцитов фторидным способом с получением высокочистого полупроводникового поликристаллического кремния [30].

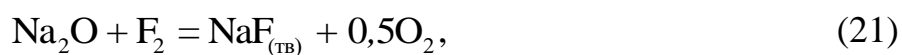
Россия надежно обеспечена кварцевыми песками высокого качества и природными кварцитами для промышленного производства технического (металлургического) кремния. В настоящее время на Иркутском, Братском и Уральском алюминиевых заводах в производстве технического кремния эффективно используются кварциты Черемшанского месторождения (Бурятия) и кварциты горы Караульной (Челябинская обл.) [31].

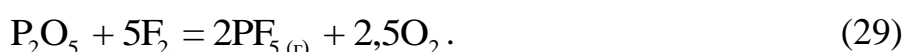
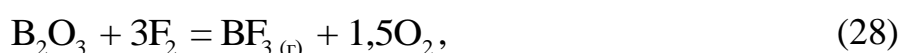
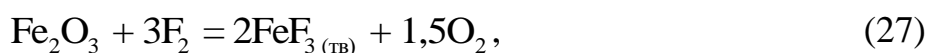
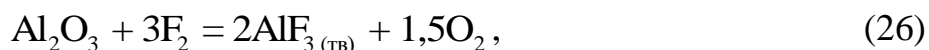
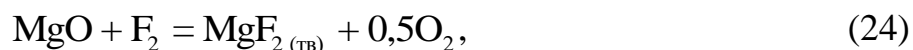
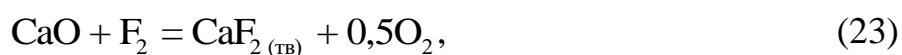
В таблице 3 приведен химический состав кварцевого песка Туганского месторождения. Для переработки разработана принципиально новая технология с использованием в качестве основного реагента элементного фтора. Основная товарная продукция, получаемая при осуществлении этой технологии – порошкообразный или плавленый полупроводниковый поликристаллический кремний (ППК).

Таблица 3 – Химический состав кварцевого песка Туганского месторождения

Вещество	Содержание, % мас
SiO ₂	98,15
Fe ₂ O ₃	0,09
Al ₂ O ₃	0,67
CaO	0,07
TiO ₂	0,06
Прочие примеси	0,94

Сущность предлагаемого способа заключается в обработке исходных природных кварцевых песков или кварцитов обратным элементарным фтором по реакциям:





2.2 Расчет материального баланса технологической схемы

2.2.1 Расчет материального баланса пламенного реактора

Заданная производительность процесса фторирования – 500 кг/ч по фториду кремния. Для того, чтобы добиться получения кремния солнечного качества, необходимо провести очистку в несколько стадий – фторирование, разделение газообразных и твердых продуктов фторирования, с дальнейшей очисткой на фильтре. Элементный фтор для более эффективного протекания процесса добавляется с избытком, и после реагирования с исходными компонентами смеси, проходит очистку и снова возвращается в процесс [32].

Составим таблицу с составом кварцевого песка для проведения расчетных операций.

Таблица 4 – Состав исходного кварцевого песка

Вещество	Расход, кг/ч
SiO ₂	970,2999
Na ₂ O	6,8
K ₂ O	5,1
CaO	4,9
MgO	4,4

TiO ₂	3,8
Al ₂ O ₃	2,4
Fe ₂ O ₃	2,3
B ₂ O ₃	0,00008
P ₂ O ₅	0,00005

В общем виде материальный баланс может быть представлен в виде равенства [33]:

$$\sum G_{\text{прод}} = \sum G_{\text{исх}}, \quad (30)$$

где $\sum G_{\text{прод}}$ – приход исходных веществ, кг/ч,

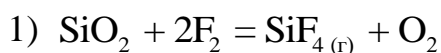
$\sum G_{\text{исх}}$ – расход продуктов реакции, кг/ч.

Молярные массы для всех компонентов реакций (20)-(29) занесем в таблицу 5.

Таблица 5 – Молярные массы для всех веществ реакций (20)-(29)

Вещество	Молярная масса, г/моль	Вещество	Молярная масса, г/моль
SiO ₂	60,085	TiF ₄	123,859
SiF ₄	104,077	Al ₂ O ₃	101,964
Na ₂ O	61,98	AlF ₃	83,976
NaF	41,988	Fe ₂ O ₃	159,69
K ₂ O	94,196	FeF ₃	112,839
KF	58,096	B ₂ O ₃	69,62
CaO	56,078	BF ₃	67,804
CaF ₂	78,074	P ₂ O ₅	141,948
MgO	40,305	PF ₅	125,964
MgF ₂	62,301	F ₂	37,996
TiO ₂	79,867	O ₂	32

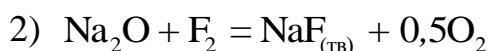
Согласно данным таблиц 1 и 2, рассчитаем для каждой реакции количество фтора, необходимого для протекания реакции, и количество продуктов.



$$G(\text{F}_2) = \frac{G(\text{SiO}_2) \cdot 2M(\text{F}_2)}{M(\text{SiO}_2)} = \frac{970,2999 \cdot 2 \cdot 37,996}{60,085} = 1227,17866 \text{ кг/ч};$$

$$G(\text{SiF}_4) = \frac{G(\text{SiO}_2) \cdot M(\text{SiF}_4)}{M(\text{SiO}_2)} = \frac{970,2999 \cdot 104,077}{60,085} = 1680,71736 \text{ кг/ч};$$

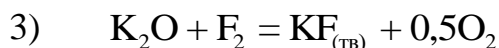
$$G(\text{O}_2) = \frac{G(\text{SiO}_2) \cdot M(\text{O}_2)}{M(\text{SiO}_2)} = \frac{970,2999 \cdot 32}{60,085} = 516,761202 \text{ кг/ч}.$$



$$G(\text{F}_2) = \frac{G(\text{Na}_2\text{O}) \cdot M(\text{F}_2)}{M(\text{Na}_2\text{O})} = \frac{6,8 \cdot 37,996}{61,98} = 4,16864795 \text{ кг/ч};$$

$$G(\text{NaF}) = \frac{G(\text{Na}_2\text{O}) \cdot 2M(\text{NaF})}{M(\text{Na}_2\text{O})} = \frac{6,8 \cdot 2 \cdot 41,988}{61,98} = 9,21324298 \text{ кг/ч};$$

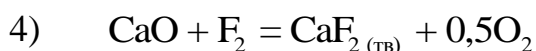
$$G(\text{O}_2) = \frac{G(\text{Na}_2\text{O}) \cdot 0,5M(\text{O}_2)}{M(\text{Na}_2\text{O})} = \frac{6,8 \cdot 0,5 \cdot 32}{61,98} = 1,75540497 \text{ кг/ч}.$$



$$G(\text{F}_2) = \frac{G(\text{K}_2\text{O}) \cdot M(\text{F}_2)}{M(\text{K}_2\text{O})} = \frac{5,1 \cdot 37,996}{94,196} = 2,05719563 \text{ кг/ч};$$

$$G(\text{KF}) = \frac{G(\text{K}_2\text{O}) \cdot 2M(\text{KF})}{M(\text{K}_2\text{O})} = \frac{5,1 \cdot 2 \cdot 58,096}{94,196} = 6,29091681 \text{ кг/ч};$$

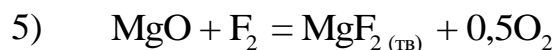
$$G(\text{O}_2) = \frac{G(\text{K}_2\text{O}) \cdot 0,5M(\text{O}_2)}{M(\text{K}_2\text{O})} = \frac{5,1 \cdot 0,5 \cdot 32}{94,196} = 0,86627882 \text{ кг/ч}.$$



$$G(\text{F}_2) = \frac{G(\text{CaO}) \cdot M(\text{F}_2)}{M(\text{CaO})} = \frac{4,9 \cdot 37,996}{56,078} = 3,32002568 \text{ кг/ч};$$

$$G(\text{CaF}_2) = \frac{G(\text{CaO}) \cdot M(\text{CaF}_2)}{M(\text{CaO})} = \frac{4,9 \cdot 78,074}{56,078} = 6,82197297 \text{ кг/ч};$$

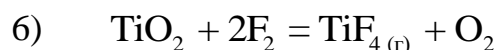
$$G(\text{O}_2) = \frac{G(\text{CaO}) \cdot M(\text{O}_2)}{M(\text{CaO})} = \frac{4,9 \cdot 0,5 \cdot 32}{56,078} = 1,39805271 \text{ кг/ч}.$$



$$G(\text{F}_2) = \frac{G(\text{MgO}) \cdot M(\text{F}_2)}{M(\text{MgO})} = \frac{4,4 \cdot 37,996}{40,305} = 4,14793202 \text{ кг/ч};$$

$$G(\text{MgF}_2) = \frac{G(\text{MgO}) \cdot M(\text{MgF}_2)}{M(\text{MgO})} = \frac{4,4 \cdot 62,301}{40,305} = 6,80125047 \text{ кг/ч};$$

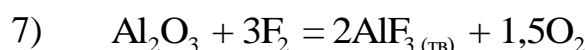
$$G(\text{O}_2) = \frac{G(\text{MgO}) \cdot M(\text{O}_2)}{M(\text{MgO})} = \frac{4,4 \cdot 0,5 \cdot 32}{40,305} = 1,74668155 \text{ кг/ч}.$$



$$G(\text{F}_2) = \frac{G(\text{TiO}_2) \cdot 2M(\text{F}_2)}{M(\text{TiO}_2)} = \frac{3,8 \cdot 2 \cdot 37,996}{79,867} = 3,61563099 \text{ кг/ч};$$

$$G(\text{TiF}_4) = \frac{G(\text{TiO}_2) \cdot M(\text{TiF}_4)}{M(\text{TiO}_2)} = \frac{3,8 \cdot 123,859}{79,867} = 5,89309978 \text{ кг/ч};$$

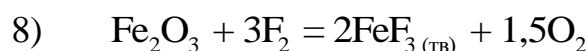
$$G(\text{O}_2) = \frac{G(\text{TiO}_2) \cdot M(\text{O}_2)}{M(\text{TiO}_2)} = \frac{3,8 \cdot 32}{79,867} = 1,52253121 \text{ кг/ч}.$$



$$G(\text{F}_2) = \frac{G(\text{Al}_2\text{O}_3) \cdot 3M(\text{F}_2)}{M(\text{Al}_2\text{O}_3)} = \frac{2,4 \cdot 3 \cdot 37,996}{101,964} = 2,68301754 \text{ кг/ч};$$

$$G(\text{AlF}_3) = \frac{G(\text{Al}_2\text{O}_3) \cdot 2M(\text{AlF}_3)}{M(\text{Al}_2\text{O}_3)} = \frac{2,4 \cdot 2 \cdot 83,976}{101,964} = 3,95320701 \text{ кг/ч};$$

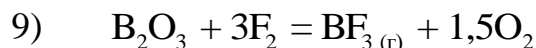
$$G(\text{O}_2) = \frac{G(\text{Al}_2\text{O}_3) \cdot 1,5M(\text{O}_2)}{M(\text{Al}_2\text{O}_3)} = \frac{2,4 \cdot 1,5 \cdot 32}{101,964} = 1,12981052 \text{ кг/ч}.$$



$$G(\text{F}_2) = \frac{G(\text{Fe}_2\text{O}_3) \cdot 3M(\text{F}_2)}{M(\text{Fe}_2\text{O}_3)} = \frac{2,3 \cdot 3 \cdot 37,996}{159,69} = 1,64175841 \text{ кг/ч};$$

$$G(\text{FeF}_3) = \frac{G(\text{Fe}_2\text{O}_3) \cdot 2M(\text{FeF}_3)}{M(\text{Fe}_2\text{O}_3)} = \frac{2,3 \cdot 2 \cdot 112,839}{159,69} = 3,25041894 \text{ кг/ч};$$

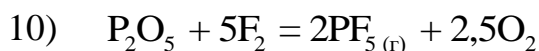
$$G(\text{O}_2) = \frac{G(\text{Fe}_2\text{O}_3) \cdot 1,5M(\text{O}_2)}{M(\text{Fe}_2\text{O}_3)} = \frac{2,3 \cdot 1,5 \cdot 32}{159,69} = 0,69133947 \text{ кг/ч}.$$



$$G(\text{F}_2) = \frac{G(\text{B}_2\text{O}_3) \cdot 3M(\text{F}_2)}{M(\text{B}_2\text{O}_3)} = \frac{0,00008 \cdot 3 \cdot 37,996}{69,62} = 0,00013098 \text{ кг/ч};$$

$$G(\text{BF}_3) = \frac{G(\text{B}_2\text{O}_3) \cdot 2M(\text{BF}_3)}{M(\text{B}_2\text{O}_3)} = \frac{0,00008 \cdot 2 \cdot 67,804}{69,62} = 0,00015583 \text{ кг/ч};$$

$$G(\text{O}_2) = \frac{G(\text{B}_2\text{O}_3) \cdot 1,5M(\text{O}_2)}{M(\text{B}_2\text{O}_3)} = \frac{0,00008 \cdot 1,5 \cdot 32}{69,62} = 0,00005516 \text{ кг/ч}.$$



$$G(\text{F}_2) = \frac{G(\text{P}_2\text{O}_5) \cdot 5M(\text{F}_2)}{M(\text{P}_2\text{O}_5)} = \frac{0,00005 \cdot 5 \cdot 37,996}{141,948} = 0,00006692 \text{ кг/ч};$$

$$G(\text{PF}_5) = \frac{G(\text{P}_2\text{O}_5) \cdot 2M(\text{PF}_5)}{M(\text{P}_2\text{O}_5)} = \frac{0,00005 \cdot 2 \cdot 125,964}{141,948} = 0,00008874 \text{ кг/ч};$$

$$G(\text{O}_2) = \frac{G(\text{P}_2\text{O}_5) \cdot 2,5M(\text{O}_2)}{M(\text{P}_2\text{O}_5)} = \frac{0,00005 \cdot 2,5 \cdot 32}{141,948} = 0,00002818 \text{ кг/ч}.$$

Согласно полученным данным, построим таблицу материального баланса.

Таблица 6 – Материальный баланс пламенного реактора

Приход			Расход		
Вещество	G, кг/ч	Сод-ие, %	Вещество	G, кг/ч	Сод-ие, %
SiO ₂	970,2999	43,147	SiF ₄	1680,72	74,74
Na ₂ O	6,8	0,303	NaF	9,21	0,409
K ₂ O	5,1	0,227	KF	6,29	0,282
CaO	4,9	0,219	CaF ₂	6,82	0,303

MgO	4,4	0,195	MgF ₂	6,80	0,302
TiO ₂	3,8	0,169	TiF ₄	5,89	0,262
Al ₂ O ₃	2,4	0,107	AlF ₃	3,95	0,175
Fe ₂ O ₃	2,3	0,102	FeF ₃	3,25	0,144
B ₂ O ₃	0,00008	0,0000035	BF ₃	0,000156	0,0000069
P ₂ O ₅	0,00005	0,0000022	PF ₅	0,000088	0,0000039
F ₂	1248,81	55,53	O ₂	525,87	26,497
Всего	2248,81	100	Всего	2248,81	100

Избыток фтора, необходимый для эффективного процесса фторирования принимаем за 5 % от общего количества фтора.

$$G_{F_2(\text{изб})} = G_{F_2} \cdot 0,05 = 1248,81 \cdot 0,05 = 62,44 \text{ кг/ч.}$$

2.2.2 Расчет материального баланса реактора улавливания фтора

В материальном балансе рассчитаны количества реагентов, поступающих и выходящих из реактора улавливания избытка фтора.

Схема потоков входящих реагентов и удаляемых продуктов реакции из реактора улавливания избытка фтора изображена на рисунке 10.

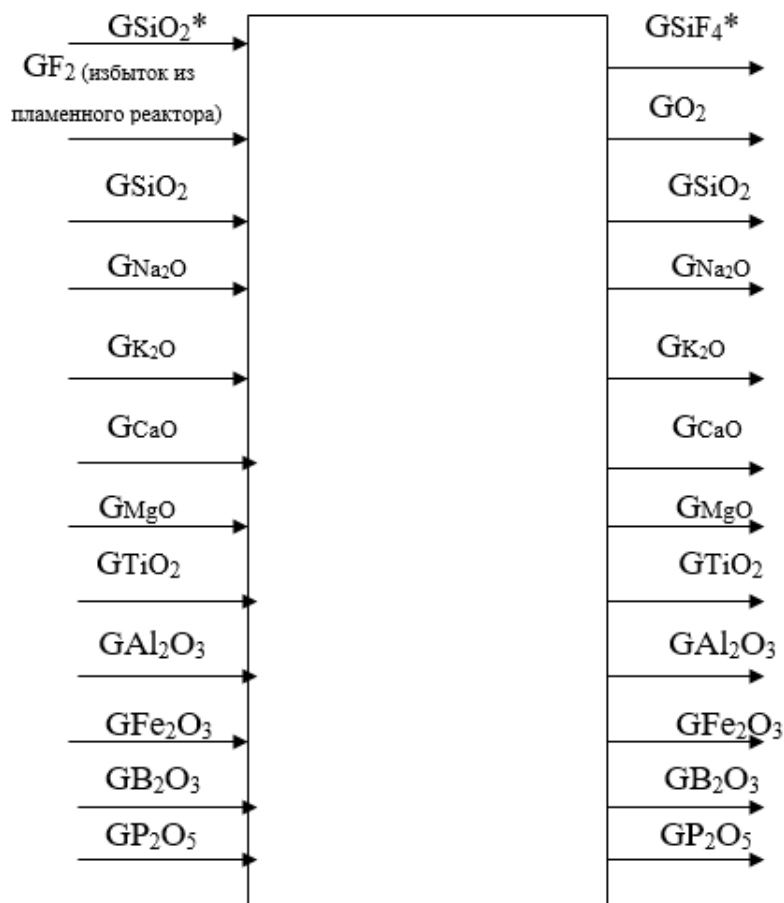


Рисунок 10 – Схема потоков входящих реагентов и удаляемых продуктов реакции из реактора улавливания избытка фтора

Рассчитаем сколько кварцевых песков надо подать в реактор улавливания избытка фтора, чтобы уловить весь фтор, выходящий из пламенного реактора. Он будет складываться из расхода в пламенном реакторе и 10 % -ого расхода на избыток фтора.

Запишем реакцию:



Вычислим расход SiO_2 , который необходим для взаимодействия с F_2 , выходящим из пламенного реактора:

$$G(\text{SiO}_2) = \frac{G(\text{F}_2) \cdot M(\text{SiO}_2)}{2 \cdot M(\text{F}_2)} = \frac{62,4406535 \cdot 60,085}{2 \cdot 37,996} = 49,3703 \text{ кг/ч.}$$

Таким же образом рассчитаем получившееся количество SiF_4 и O_2 .

$$G(\text{SiF}_4) = 85,5174 \text{ кг/ч};$$

$$G(\text{O}_2) = 26,2936 \text{ кг/ч}.$$

Составим таблицу материального баланса для реактора улавливания фтора.

Таблица 7 – Материальный баланс реактора улавливания фтора

Приход	кг/ч	%	Расход	кг/ч	%
$G(\text{F}_2)$	62,4406535	44,12421	$G(\text{SiF}_4)^*$	85,5174	60,43158
$G(\text{SiO}_2)^*$	49,3703	34,8879	$G(\text{O}_2)^*$	26,2936	18,58059
$G(\text{Na}_2\text{O})$	6,8	4,8053	$G(\text{Na}_2\text{O})$	6,8	4,80527
$G(\text{K}_2\text{O})$	5,1	3,6039	$G(\text{K}_2\text{O})$	5,1	3,60395
$G(\text{CaO})$	4,9	3,4626	$G(\text{CaO})$	4,9	3,4626
$G(\text{MgO})$	4,4	3,1093	$G(\text{MgO})$	4,4	3,1093
$G(\text{TiO}_2)$	3,8	2,6853	$G(\text{TiO}_2)$	3,8	2,6853
$G(\text{Al}_2\text{O}_3)$	2,4	1,6959	$G(\text{Al}_2\text{O}_3)$	2,4	1,6959
$G(\text{Fe}_2\text{O}_3)$	2,3	1,6253	$G(\text{Fe}_2\text{O}_3)$	2,3	1,6253
$G(\text{B}_2\text{O}_3)$	0,00008	$0,0565 \cdot 10^{-3}$	$G(\text{B}_2\text{O}_3)$	0,00008	$0,0565 \cdot 10^{-3}$
$G(\text{P}_2\text{O}_5)$	0,00005	$0,0353 \cdot 10^{-3}$	$G(\text{P}_2\text{O}_5)$	0,00005	$0,0353 \cdot 10^{-3}$
Всего	141,5111	100	Всего	141,5111	100

2.3 Тепловой баланс пламенного реактора

Тепловой баланс составляют по данным материального баланса с учетом тепловых эффектов химических реакций и физических превращений, протекающих в аппаратах, а также с учетом подвода или отвода теплоты.

Расчет тепловых потоков проводится на основании уравнения теплового баланса, которое в общем виде запишется по формуле:

$$\sum Q_{\text{прих}} = \sum Q_{\text{расх}},$$

где $\sum Q_{\text{прих}}$ – количество тепла, вносимое в аппарат с исходными веществами и нагревателем, кДж/ч;

$\sum Q_{\text{расх}}$ – количество тепла, уносимое из аппарата продуктами и теряемое в окружающую среду, кДж/ч.

В таблице 8 указаны термодинамические параметры (энтальпия и средняя удельная теплоемкость) исходных веществ и продуктов реакции.

Таблица 8 – Термодинамические параметры исходных веществ и продуктов реакции

Вещество	ΔH_{298} , кДж/моль	C_p 298, Дж/(моль·К)
SiO ₂	-88,01	44,46
Na ₂ O	-416,2	69,149
K ₂ O	-361,7	83,736
CaO	-635,1	42,83
MgO	-602,23	37,18
TiO ₂	-944,1	55,06
Al ₂ O ₃	-1675,6	79,00
Fe ₂ O ₃	-822,7	103,8
B ₂ O ₃	-1264,4	62,8
P ₂ O ₅	-1507,2	41,802
SiF ₄	-1552,46	73,7
NaF	-569,4	46,875
KF	-562,9	49,350
CaF ₂	-1215,43	67,07
MgF ₂	-1103,26	61,63
TiF ₄	-1549,1	20,357
AlF ₃	-1352,336	75,15
FeF ₃	-983,898	21,750
BF ₃	-1145,09	50,49
PF ₅	-1593,3	31,258

F ₂	-79,55	31,36
O ₂	-249,36	29,370

Схема теплового баланса пламенного реактора представлена на рисунке 11.

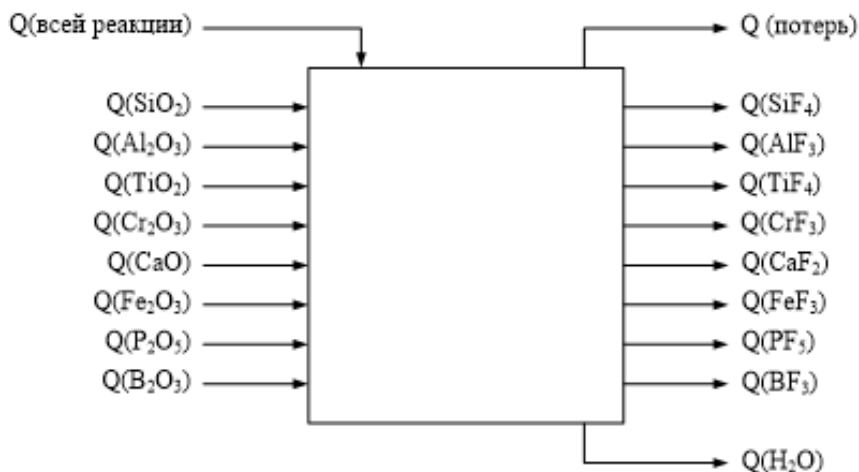


Рисунок 11 – Схема теплового баланса пламенного реактора

Составим уравнение теплового баланса:

$$Q_{\text{реакции}} + Q_{\text{исх}} = Q_{\text{прод}} + Q_{\text{H}_2\text{O}} + Q_{\text{потерь}} \quad (32)$$

Рассчитаем теплоту, вносимую каждым компонентом кварцевого песка по формуле:

$$Q_{\text{внос}} = C_p \cdot \frac{G_i}{M_i} \cdot T_{\text{нач}}, \quad (33)$$

где $Q_{\text{внос}}$ – теплота, вносимая компонентом кварцевого песка, кДж/час;

C_p – теплоемкость вещества, Дж/моль·К;

M_i – молярная масса вещества, г/моль;

$T_{\text{нач}}$ – начальная температура процесса, 298 К.

$$Q_{\text{внос}}(\text{SiO}_2) = C_p(\text{SiO}_2) \cdot \frac{G(\text{SiO}_2)}{M(\text{SiO}_2)} \cdot T_{\text{нач}} = 44,46 \cdot \frac{970,2999}{60,085} \cdot 298 = 213,956 \text{ кДж/ч};$$

$$Q_{\text{внос}}(\text{Na}_2\text{O}) = C_p(\text{Na}_2\text{O}) \cdot \frac{G(\text{Na}_2\text{O})}{M(\text{Na}_2\text{O})} \cdot T_{\text{нач}} = 69,149 \cdot \frac{6,8}{61,98} \cdot 298 = 2,261 \text{ кДж/ч};$$

$$Q_{\text{внос}}(\text{K}_2\text{O}) = C_p(\text{K}_2\text{O}) \cdot \frac{G(\text{K}_2\text{O})}{M(\text{K}_2\text{O})} \cdot T_{\text{нач}} = 83,736 \cdot \frac{5,1}{94,196} \cdot 298 = 1,351 \text{ кДж/ч};$$

$$Q_{\text{внос}}(\text{CaO}) = C_p(\text{CaO}) \cdot \frac{G(\text{CaO})}{M(\text{CaO})} \cdot T_{\text{нач}} = 42,83 \cdot \frac{4,9}{56,078} \cdot 298 = 1,115 \text{ кДж/ч};$$

$$Q_{\text{внос}}(\text{MgO}) = C_p(\text{MgO}) \cdot \frac{G(\text{MgO})}{M(\text{MgO})} \cdot T_{\text{нач}} = 37,18 \cdot \frac{4,4}{40,305} \cdot 298 = 1,209 \text{ кДж/ч};$$

$$Q_{\text{внос}}(\text{TiO}_2) = C_p(\text{TiO}_2) \cdot \frac{G(\text{TiO}_2)}{M(\text{TiO}_2)} \cdot T_{\text{нач}} = 55,06 \cdot \frac{3,8}{79,867} \cdot 298 = 0,780 \text{ кДж/ч};$$

$$Q_{\text{внос}}(\text{Al}_2\text{O}_3) = C_p(\text{Al}_2\text{O}_3) \cdot \frac{G(\text{Al}_2\text{O}_3)}{M(\text{Al}_2\text{O}_3)} \cdot T_{\text{нач}} = 79 \cdot \frac{2,4}{101,964} \cdot 298 = 0,554 \text{ кДж/ч};$$

$$Q_{\text{внос}}(\text{Fe}_2\text{O}_3) = C_p(\text{Fe}_2\text{O}_3) \cdot \frac{G(\text{Fe}_2\text{O}_3)}{M(\text{Fe}_2\text{O}_3)} \cdot T_{\text{нач}} = 103,8 \cdot \frac{2,3}{159,69} \cdot 298 = 0,445 \text{ кДж/ч};$$

$$Q_{\text{внос}}(\text{B}_2\text{O}_3) = C_p(\text{B}_2\text{O}_3) \cdot \frac{G(\text{B}_2\text{O}_3)}{M(\text{B}_2\text{O}_3)} \cdot T_{\text{нач}} = 62,8 \cdot \frac{0,00008}{69,62} \cdot 298 = 0,0000215 \text{ кДж/ч};$$

$$Q_{\text{внос}}(\text{F}_2) = C_p(\text{F}_2) \cdot \frac{G(\text{F}_2)}{M(\text{F}_2)} \cdot T_{\text{нач}} = 31,36 \cdot \frac{1248,81307}{37,996} \cdot 298 = 307,151 \text{ кДж/ч};$$

$$Q_{\text{внос}}(\text{F}_{2\text{изб}}) = C_p(\text{F}_{2\text{изб}}) \cdot \frac{G(\text{F}_{2\text{изб}})}{M(\text{F}_{2\text{изб}})} \cdot T_{\text{нач}} = 31,36 \cdot \frac{62,4406535}{37,996} \cdot 298 = 1,494 \text{ кДж/ч}.$$

Рассчитаем теплоту, выделяющуюся в результате протекания химических реакций. Данная величина рассчитывается по формуле:

$$Q_{\text{реак}} = -\Delta H_r \cdot \frac{G_i}{M_i} \quad (34)$$

$$\Delta H_r = \sum n \cdot \Delta H_{\text{прод}} - \sum n \cdot \Delta H_{\text{исх}}^o, \quad (35)$$

где ΔH_r – энтальпия химической реакции, Дж/моль;

$\Delta H_{\text{прод}}$ – энтальпия продуктов реакции, Дж/моль;

$\Delta H_{\text{исх}}$ – энтальпия исходных веществ, Дж/моль;

n – стехиометрический коэффициент реакции.

Теплота химической реакции (1):

$$\Delta H_{298} = (-1552,46 - 249,36) - (-88,01 - 2 \cdot 79,55) = -762,62 \text{ кДж/моль};$$

Теплота химической реакции (2):

$$\Delta H_{298} = (-2 \cdot 569,4 - \frac{1}{2} \cdot 249,36) - (-416,2 - 79,55) = -767,73 \text{ кДж/моль};$$

Теплота химической реакции (3):

$$\Delta H_{298} = (-2 \cdot 562,9 - 249,36) - (-361,7 - 79,55) = -933,91 \text{ кДж};$$

Теплота химической реакции (4):

$$\Delta H_{298} = (-2 \cdot 1215,43 - 249,36) - (-2 \cdot 635,1 - 2 \cdot 79,55) = -1250,920 \text{ кДж/моль};$$

Теплота химической реакции (5):

$$\Delta H_{298} = (-2 \cdot 1103,26 - 249,36) - (-2 \cdot 602,23 - 2 \cdot 79,55) = -1092,32 \text{ кДж/моль};$$

Теплота химической реакции (6):

$$\Delta H_{x.p.} = (-1549,1 - 249,36) - (-944,1 - 2 \cdot 79,55) = -695,26 \text{ кДж/моль};$$

Теплота химической реакции (7):

$$\Delta H_{298} = (-2 \cdot 1352,336 - 1,5 \cdot 249,36) + 1675,6 + 3 \cdot 79,55 = -687,162 \text{ кДж/моль};$$

Теплота химической реакции (8):

$$\Delta H_{298} = (-2 \cdot 983,898 - 1,5 \cdot 249,36) + 822,7 + 3 \cdot 79,55 = -1280,486 \text{ кДж/моль};$$

Теплота химической реакции (9):

$$\Delta H_{298} = (-2 \cdot 1145,09 - 1,5 \cdot 249,36) + 1264,4 + 3 \cdot 79,55 = -1161,17 \text{ кДж/моль};$$

Теплота химической реакции (10):

$$\Delta H_{298} = (-2 \cdot 1593,3 - 2,5 \cdot 249,36) - (-1507,2 - 5 \cdot 79,55) = -1905,05 \text{ кДж/моль}.$$

Выносимое продуктами реакции количество тепла рассчитаем по формуле:

$$Q_{\text{вынос}} = C_p \cdot \frac{G_i}{M_i} \cdot \Delta T, \quad (36)$$

где $Q_{\text{вынос}}$ – количество тепла, выносимое продуктом, кДж;

C_p – теплоемкость вещества, Дж/моль·К;

G_i – массовый расход вещества, кг/ч;

ΔT – разность конечной и начальной температур процесса, 573 К.

$$Q(\text{SiF}_4) = 98,281 \cdot \frac{1680,72}{104,077} \cdot 573 = 909,419 \text{ кДж};$$

$$Q(\text{NaF}) = 51,239 \cdot \frac{9,213}{41,988} \cdot 573 = 6,442 \text{ кДж};$$

$$Q(\text{KF}) = 53,6134 \cdot \frac{6,291}{58,096} \cdot 573 = 3,326 \text{ кДж};$$

$$Q(\text{CaF}_2) = 77,335 \cdot \frac{6,822}{78,074} \cdot 573 = 3,872 \text{ кДж};$$

$$Q(\text{MgF}_2) = 77,148 \cdot \frac{6,801}{62,301} \cdot 573 = 4,826 \text{ кДж};$$

$$Q(\text{TiF}_4) = 119,739 \cdot \frac{5,893}{123,859} \cdot 573 = 3,264 \text{ кДж};$$

$$Q(\text{AlF}_3) = 90,9082 \cdot \frac{3,953}{83,976} \cdot 573 = 2,452 \text{ кДж};$$

$$Q(\text{FeF}_3) = 101,746 \cdot \frac{3,25}{112,839} \cdot 573 = 0,001679 \text{ кДж};$$

$$Q(\text{BF}_3) = 69,345 \cdot \frac{0,00015}{67,804} \cdot 573 = 0,00009 \cdot 10^{-3} \text{ кДж};$$

$$Q(\text{PF}_5) = 26,91677 \cdot \frac{0,000088}{125,964} \cdot 573 = 0,000011 \cdot 10^{-3} \text{ кДж};$$

$$Q(\text{F}_2_{\text{изб}}) = 35,76432 \cdot \frac{62,44}{37,996} \cdot 573 = 33,677 \cdot 10^{-3} \text{ кДж}.$$

Тепловой эффект химической реакции:

$$Q_{x.p.} = -\sum \Delta H_{x.p} = 10536 \text{ кДж}.$$

Теплопотери составляют 5 % от теплоты химической реакции, тогда:

$$Q_{\text{потерь}} = 0,05 \cdot 10536 = 526,8314 \text{ кДж}.$$

Теплота, которую необходимо отводить водой составляет:

$$Q_{\text{H}_2\text{O}} = 9239,335 \text{ кДж}.$$

По полученным данным построим таблицу теплового баланса пламенного реактора (Таблица 9).

Таблица 9 – Тепловой баланс пламенного реактора

Приход			Расход		
Вид тепла	Количество тепла, кДж/ч	%	Вид тепла	Количество тепла, кДж/ч	%
Q(SiO ₂)	213,956	1,933	Q(SiF ₄)	909,419	8,217
Q(Na ₂ O)	2,260	0,02	Q(NaF)	6,442	0,0582
Q(K ₂ O)	1,351	0,012	Q(KF)	3,326	0,0300
Q(CaO)	1,115	0,010	Q(CaF ₂)	3,872	0,0350
Q(MgO)	1,209	0,011	Q(MgF ₂)	4,826	0,0436
Q(TiO ₂)	0,780	0,007	Q(TiF ₄)	3,264	0,0295
Q(Al ₂ O ₃)	0,554	0,005	Q(AlF ₃)	2,452	0,0221
Q(Fe ₂ O ₃)	0,445	0,004	Q(FeF ₃)	1,679	0,0152
Q(B ₂ O ₃)	0,0000215	0,00000019	Q(BF ₃)	0,00009	0,00000081
Q(P ₂ O ₅)	0,0000044	0,00000004	Q(PF ₅)	0,0000011	0,0001·10 ⁻⁴
Q(F ₂)	307,151	2,775	Q(O ₂)	331,823	2,998
Q(F ₂ изб)	1,494	0,0135	Q(F ₂ изб)	33,677	0,304
Q _{х.р.}	10536,628	95,21	Q _{потерь}	526,8314	4,76
			Q(H ₂ O)	9239,33	83,486
Итого	11066,947	100	Итого	11066,947	100

2.4 Тепловой расчет реактора улавливания избытка фтора

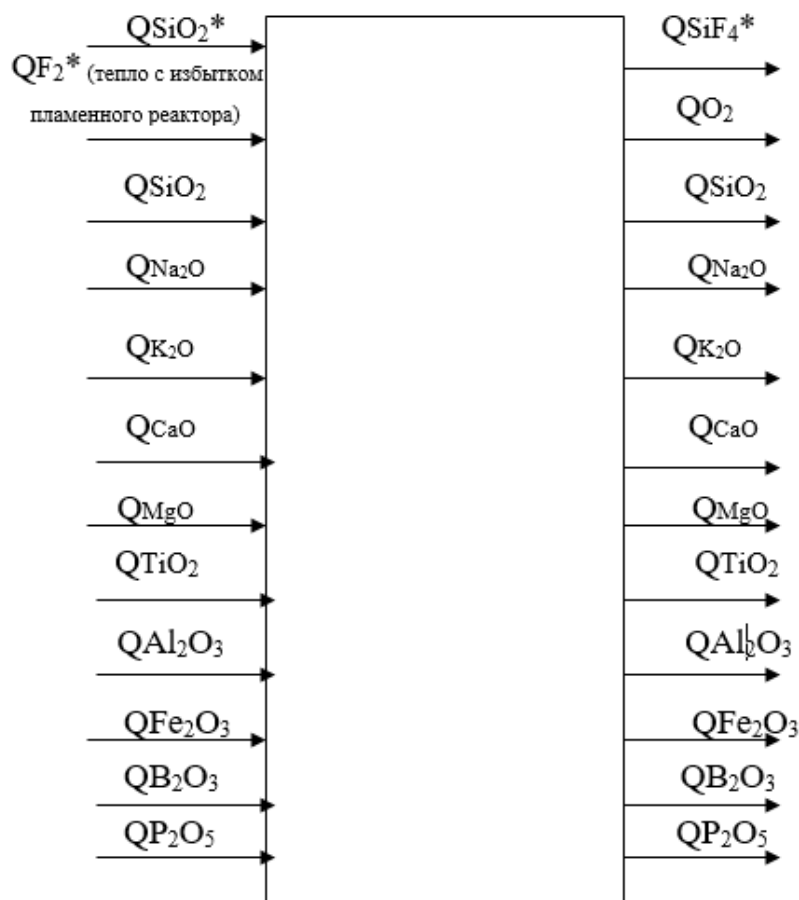


Рисунок 12 – Тепловой баланс реактора улавливания избытка фтора

Уравнение теплового баланса:

$$\begin{aligned}
 & Q_{SiO_2^*} + Q_{F_2^*} + Q_{SiO_2} + Q_{Na_2O} + Q_{K_2O} + Q_{CaO} + Q_{MgO} + Q_{TiO_2} + \\
 & Q_{Al_2O_3} + Q_{Fe_2O_3} + Q_{B_2O_3} + Q_{P_2O_5} + Q_{F_2(изб)} = \sum Q_{р-ции} + Q_{SiF_4^*} + Q_{O_2} + \\
 & Q_{SiO_2} + Q_{Na_2O} + Q_{K_2O} + Q_{CaO} + Q_{MgO} + Q_{TiO_2} + Q_{Al_2O_3} + Q_{Fe_2O_3} + \\
 & Q_{B_2O_3} + Q_{P_2O_5}
 \end{aligned}$$

Рассчитаем теплоту, выделяющуюся с каждым вносимым компонентом кварцевого песка.

$$Q_{пр} = Q_i = c_i \cdot G_i \cdot t_n \quad (37)$$

$$Q_{F_2(изб)} = \frac{c_{F_2} \cdot G_{F_2} \cdot t_n}{M_{F_2}} = \frac{31,36 * 62,4406535 * 298}{37,996} = 15357,548 \text{ Дж}$$

$$Q_{\text{SiO}_2^*} = 10886,428 \text{ Дж};$$

$$Q_{\text{SiO}_2} = 474263,522 \text{ Дж};$$

$$Q_{\text{Na}_2\text{O}} = 2260,786 \text{ Дж};$$

$$Q_{\text{K}_2\text{O}} = 2053,275 \text{ Дж};$$

$$Q_{\text{CaO}} = 1115,239 \text{ Дж};$$

$$Q_{\text{MgO}} = 1209,537 \text{ Дж};$$

$$Q_{\text{TiO}_2} = 780,672 \text{ Дж};$$

$$Q_{\text{Al}_2\text{O}_3} = 554,125 \text{ Дж};$$

$$Q_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = 445,516 \text{ Дж};$$

$$Q_{\text{B}_2\text{O}_3} = 0,0215 \text{ Дж};$$

$$Q_{\text{P}_2\text{O}_5} = 0,00438 \text{ Дж}.$$

Пылегазовая фаза выходит из пламенного реактора после прохождения горизонтального реактора при $t_k = 300 \text{ }^\circ\text{C}$.

$$Q_{\text{рас}} = Q_i = c_i G_i t_k \quad (38)$$

Рассчитаем теплоту, вносимую каждым продуктом:

$$Q_{\text{SiF}_4^*} = 46272,6009 \text{ Дж};$$

$$Q_{\text{O}_2} = 16591,169 \text{ Дж};$$

$$Q_{\text{SiO}_2} = 474263,522 \text{ Дж};$$

$$Q_{\text{Na}_2\text{O}} = 2260,786 \text{ Дж};$$

$$Q_{\text{K}_2\text{O}} = 2053,275 \text{ Дж};$$

$$Q_{\text{CaO}} = 1115,239 \text{ Дж};$$

$$Q_{\text{MgO}} = 1209,537 \text{ Дж};$$

$$Q_{\text{TiO}_2} = 780,672 \text{ Дж};$$

$$Q_{\text{Al}_2\text{O}_3} = 554,125 \text{ Дж};$$

$$Q_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = 445,516 \text{ Дж};$$

$$Q_{B_2O_3} = 0,0215 \text{ Дж};$$

$$Q_{P_2O_5} = 0,00438 \text{ Дж}.$$

$\sum Q_{p-ции}$ рассчитываем по реакции (31), так как протекает только она.

$$\sum Q_{p-ции} = \sum Q_{прод} - \sum Q_{исх} \quad (39)$$

$$Q = -\Delta H; \quad (40)$$

$$\Delta H_{298} = (\Delta H_{SiF_4} + \Delta H_{O_2}) - (\Delta H_{SiO_2} + 2 \cdot \Delta H_{F_2}) = -762,62 \text{ кДж/моль};$$

$$\sum Q_{p-ции} = 762,62 \text{ кДж}.$$

Так как $Q_{пр} = Q_{рас} + Q_{потерь}$, получаем $Q_{пр} = 572823,79 \text{ Дж}$.

Такую теплоту надо сообщить реактору, чтобы пошел процесс.

Составим таблицу теплового баланса реактора улавливания фтора (таблица 10).

Таблица 10 – Тепловой баланс реактора улавливания фтора

Приход	кДж	%	Расход	кДж	%
Q(F ₂)	15,357	1,783	Q(SiF ₄)	46,272	5,373
Q(SiO ₂)*	10,886	1,264	Q(O ₂)	16,591	1,926
Q(Na ₂ O)	2,260	0,262	Q(Na ₂ O)	2,260	0,262
Q(K ₂ O)	2,053	0,238	Q(K ₂ O)	2,053	0,238
Q(CaO)	1,115	0,129	Q(CaO)	1,115	0,129
Q(MgO)	1,209	0,140	Q(MgO)	1,209	0,140
Q(TiO ₂)	0,780	0,090	Q(TiO ₂)	0,780	0,090
Q(Al ₂ O ₃)	0,554	0,0643	Q(Al ₂ O ₃)	0,554	0,0643
Q(Fe ₂ O ₃)	0,445	0,0516	Q(Fe ₂ O ₃)	0,445	0,0516
Q(B ₂ O ₃)	0,0000215	0,0249 · 10 ⁻⁴	Q(B ₂ O ₃)	0,0000215	0,0249 · 10 ⁻⁴
Q(P ₂ O ₅)	0,0000044	0,0051 · 10 ⁻⁴	Q(P ₂ O ₅)	0,0000044	0,0051 · 10 ⁻⁴
Q(SiO ₂)	474,263	55,07	Q _{потерь}	27,277	3,167
ΔQ	352,254	40,904	Q _{p-ции}	762,62	88,55
Всего	861,1760259	100	Всего	861,1760259	100

$$\Delta Q = 352,254 \text{ кДж}.$$

2.5 Конструктивный расчет пламенного реактора

2.5.1 Диаметры патрубков

Диаметр патрубков зависит от объемного расхода и скорости движения веществ и определяется из уравнения расхода:

$$V = \frac{\omega \cdot \pi \cdot d^2}{4}, \quad V = \frac{G}{\rho}, \quad (41)$$

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot V}{\pi \cdot \omega}}, \quad d = \sqrt{\frac{4 \cdot V}{\pi \cdot \omega \cdot \rho}}. \quad (42)$$

Диаметр патрубка для подачи и вывода воды равен:

$$d_{\text{воды}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 40,165}{3,14 \cdot 1,5 \cdot 3600}} = 0,097 \text{ м.}$$

Определяем диаметр патрубка для подвода фтора. Плотность фтора при начальной температуре 25 °С будет равна:

$$\rho_{F_2}^{25^\circ\text{C}} = \frac{M \cdot T_0}{22,4 \cdot T}, \quad \text{кг/м}^3, \quad (43)$$

где M – мольная масса газа, г/моль;

T – температура, К.

$$\rho_{F_2}^{25^\circ\text{C}} = \frac{37,996 \cdot 273}{22,4 \cdot 298} = 1,554 \text{ г/м}^3,$$

Определяем объемный расход фтора:

$$V_{F_2} = \frac{G_{F_2}}{\rho_{F_2}^{25^\circ\text{C}}}, \quad \text{м}^3/\text{с}, \quad (44)$$

где V_{F_2} – объемный расход фтора;

G_{F_2} – массовый расход фтора.

$$V_{F_2} = \frac{62,44065}{1,554} = 40,1806 \text{ м}^3/\text{ч} = 0,01116 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Определим диаметр патрубка:

$$d_{\text{фтор}} = \sqrt{\frac{4 \cdot V}{\pi \cdot \omega}}, \text{ м,}$$

где ω – скорость подачи фтора.

$$d_{\text{фтор}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 0,01116}{3,14 \cdot 30}} = 0,021769 \text{ м.}$$

Диаметр патрубка для подачи оксида кремния определяем по производительности.

$$d_{\text{оксида}} = \sqrt{\frac{4 \cdot G}{\pi \cdot \varphi \cdot \rho_{\text{мат}} \cdot k \cdot t \cdot n}}, \quad (45)$$

где G – производительность по оксиду кремния, $G = 970,2999$ кг/ч;

$d_{\text{оксида}}$ – диаметр патрубка, м;

φ – коэффициент заполнения, $\varphi = 0,1$;

$\rho_{\text{мат}}$ – плотность материала, $\rho_{\text{мат}} = 8390$, кг/ч;

k – коэффициент разбивки шнека, $k \approx 0,33$;

t – шаг винта;

n – скорость вращения, м/с.

$$d_{\text{оксида}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 970,2999}{3,14 \cdot 0,1 \cdot 8390 \cdot 0,33 \cdot 0,41 \cdot 40}} = 0,5217 \text{ м.}$$

Принимаем $d_{\text{оксида}} = 600$ мм.

Расход газа и скорость ω истечения его через круглое отверстие при низких начальных давлениях p_1 (до $0,15$ Мн/м²) и конечном давлении p_0 равном атмосферному определяем по формулам:

$$V = \mu F \sqrt{\frac{2(p_1 - p_0)}{\rho}}, \text{ м}^3/\text{с,} \quad (46)$$

$$\omega = \varphi \sqrt{\frac{2(p_1 - p_0)}{\rho}}, \text{ м/с,} \quad (47)$$

где μ – коэффициент расхода;

F – площадь сечения выходного отверстия в м²;

φ – коэффициент скорости;

ρ – плотность газа в кг/м^3 $\rho_{\text{F}_2} = 1,58 \text{ кг/м}^3$.

Для отверстий, снабженных цилиндрическими насадками $\varphi = 0,85$.

$$\omega = 0,85 \sqrt{\frac{2(0,15 - 0,1) \cdot 10^6}{1,58}} = 213,84 \text{ м/с},$$

Зная скорость истечения смеси, определим площадь отверстия форсунки по формуле:

$$F = \frac{V}{\omega} = \frac{40,18065}{1,58 \cdot 3600 \cdot 213,84} = 0,33 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2,$$

Диаметр отверстия форсунки определится по формуле:

$$D = \sqrt{\frac{4F}{\pi}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 0,33 \cdot 10^{-4}}{3,14}} = 0,00648 \text{ м}.$$

Расход газа равен:

$$V = 2 \cdot 0,33 \cdot 10^{-4} \sqrt{\frac{2(0,15 - 0,1) \cdot 10^6}{1,58}} = 0,0166 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Осевую скорость ω_1 на основном участке струи можно найти из соотношения:

$$\frac{\omega}{\omega_0} = \frac{0,96}{\frac{a \cdot l}{d_0} + 0,29}, \quad (48)$$

где $\frac{l}{d_0}$ – расстояние до точки А, 1,75;

a – опытный коэффициент (для круглой струи $a = 0,12$).

Тогда:

$$\frac{\omega}{\omega_0} = \frac{0,96}{1,75 \cdot 0,12 + 0,29} = 1,92.$$

2.5.2 Расчет пламени

Дальнобойность факела определяем по формуле:

$$L_d = 3,16 \cdot \left(1 + \frac{m \cdot \rho_{F_2}}{\rho_{SiO_2}}\right), \text{ м,}$$

где m – теоретическое количество фтора, необходимое для горения 1 кг оксида кремния;

$$\rho_0^B = \rho_{F_2} = 1,58 \text{ кг/м}^3;$$

$$\rho_0^r = \rho_{SiO_2} = 2650 \text{ кг/м}^3;$$

$$L_d = 3,16 \cdot \left(1 + \frac{2 \cdot 1,58}{2650}\right) = 3,1638 \text{ м.}$$

Диаметр пламени находим из соотношения:

$$\frac{L_d}{D} = 15,$$

где L_d – длина пламени, м;

D – диаметр пламени, м.

$$D = \frac{3,1638}{15} = 0,211 \text{ м.}$$

Максимальная длина факела определяется из выражения:

$$L_{\max} = 2 \cdot L_d = 2 \cdot 3,1638 = 6,3276 \text{ м.}$$

Принимаем размеры пламенного реактора: длина 8000 мм, диаметр 300 мм.

2.5.4 Расчет бункера для сброса нелетучих фторидов из реактора улавливания избытка фтора

Для расчета этой емкости необходимо знать объем нелетучих фторидов.

В нашем случае к нелетучим фторидам относятся NaF, KF, CaF₂, MgF₂, AlF₃, FeF₃. Кроме этого бункер поступает 0,5 % заплавленного кварцевого песка.

Из материального баланса пламенного реактора известно, что их массовый расход:

$$G(\text{NaF}) = 9,213 \text{ кг/ч};$$

$$G(\text{KF}) = 6,291 \text{ кг/ч};$$

$$G(\text{CaF}_2) = 6,822 \text{ кг/ч};$$

$$G(\text{MgF}_2) = 6,801 \text{ кг/ч};$$

$$G(\text{AlF}_3) = 3,953 \text{ кг/ч};$$

$$G(\text{FeF}_3) = 3,250 \text{ кг/ч};$$

$$G(\text{заплавленного кварц. песка}) = 0,05 \cdot G_{\text{исх. кварц. песка}} = 48,515 \text{ кг/ч}.$$

Для того чтобы рассчитать их объем необходимо знать их плотности, которые находим из [34].

$$\rho(\text{NaF}) = 2,79 \text{ г/см}^3;$$

$$\rho(\text{KF}) = 2,50 \text{ г/см}^3;$$

$$\rho(\text{CaF}_2) = 3,18 \text{ г/см}^3;$$

$$\rho(\text{MgF}_2) = 3,13 \text{ г/см}^3;$$

$$\rho(\text{AlF}_3) = 3,07 \text{ г/см}^3;$$

$$\rho(\text{FeF}_3) = 3,87 \text{ г/см}^3;$$

$$\rho(\text{заплавленного кварц. песка}) = 2,651 \text{ г/см}^3.$$

Зная массовые расходы и их плотности можно найти объемные расходы:

$$V_i = \frac{m_i}{\rho_i} \quad (49)$$

$$V_{\text{NaF}} = m(\text{NaF}) / \rho(\text{NaF}) = 0,0033 \text{ м}^3;$$

$$V_{\text{KF}} = m(\text{KF}) / \rho(\text{KF}) = 0,00251 \text{ м}^3;$$

$$V_{\text{CaF}_2} = m(\text{CaF}_2) / \rho(\text{CaF}_2) = 0,00214 \text{ м}^3;$$

$$V_{\text{MgF}_2} = m(\text{MgF}_2) / \rho(\text{CaF}_2) = 0,00217 \text{ м}^3;$$

$$V_{\text{AlF}_3} = m(\text{AlF}_3) / \rho(\text{AlF}_3) = 0,00129 \text{ м}^3;$$

$$V_{\text{FeF}_3} = m(\text{FeF}_3) / \rho(\text{FeF}_3) = 0,00084 \text{ м}^3;$$

$$V(\text{заплавленного кварц. песка}) = 0,0183 \text{ м}^3.$$

$$\Sigma V = V_{\text{NaF}} + V_{\text{KF}} + V_{\text{CaF}_2} + V_{\text{MgF}_2} + V_{\text{AlF}_3} + V_{\text{FeF}_3} + V_{\text{запл.кварц.песка}} = 0,03055 \text{ м}^3.$$

Рассчитаем объемный расход за 3-е суток, поскольку контейнер предполагается менять через это время:

$$V_3 = \Sigma V \cdot 72 = 0,09165 \text{ м}^3.$$

Подберем стандартный бункер из справочника.

Более подходящий бункер для нашей схемы будет бункер объемом $V = 0,11 \text{ м}^3$.

Внутренний диаметр $D_{\text{вн}} = 500 \text{ мм}$, высота $H = 825 \text{ мм}$.

2.5.5 Расчет фильтра для улавливания тетрафторида титана

Из материального баланса пламенного реактора следует, что расход тетрафторида титана составляет 5,5931 кг/ч.

Плотность TiF_4 составляет 2800 кг/м³ [35].

Рассчитаем объем TiF_4 , который выделяется на фильтре в течение 1 часа:

$$V = \frac{Q_{\text{TiF}_4}}{\rho_{\text{TiF}_4}} = \frac{5,5931}{2800} = 0,001997 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Рассчитаем максимальное количество порошка TiF_4 , которое может выделиться на одной секция фильтра, размеры которой стандартизованы.

Диаметр $D = 40$ мм, высота $H = 60$ мм. Схема секции фильтра представлена на рисунке 12.

Рассчитаем площадь полой цилиндрической поверхности стандартной секции фильтра по уравнению:

$$S = H \cdot \pi \cdot D = 60 \cdot 3,14 \cdot 40 = 7536 \text{ мм}^2.$$

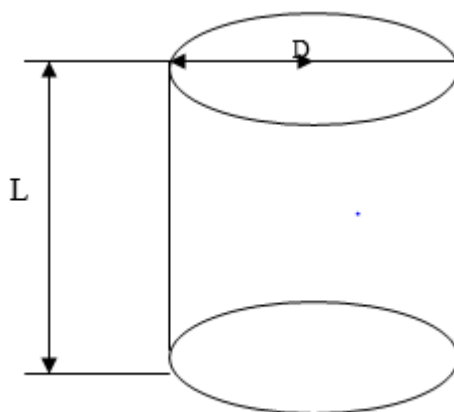


Рисунок 12 – Схема секции фильтра

Толщина слоя осадка не должна превышать 5 мм (по требованию производителя) и по этим данным рассчитаем объем, который может поглотить одна секция фильтра, для этого площадь поверхности умножим на толщину слоя N :

$$V_c = S \cdot N = 7536 \cdot 5 = 37680 \text{ мм}^2 = 0,000038 \text{ м}^2.$$

Объем тетрафторида титана, выделяемый на фильтре в течение 1 часа соответствует $0,001997 \text{ м}^3/\text{ч}$. Исходя из этого значения, рассчитаем количество секций n , необходимое для фильтрования:

$$n = \frac{V}{V_c} = \frac{0,001997}{0,000038} = 52,55 \text{ секций.}$$

Примем, что фильтр разгружается каждые 4 часа, значит для процесса фильтрации нам необходимо $4 \cdot 52,55 = 210,2$ секций. Для равномерного распределения примем количество секций за 224, и установим квадратом 16 стержней по 14 секций в каждом стержне, как показано на рисунке 13.

Поскольку такие фильтры являются нестандартными изделиями, то для более эффективной работы аппарата зададимся необходимыми размерами.

Так как в каждом стержне находится 14 секций и высота одной секции 60 мм, то высоту аппарата H примем: $H = 900$ мм, а $D = 400$ мм.

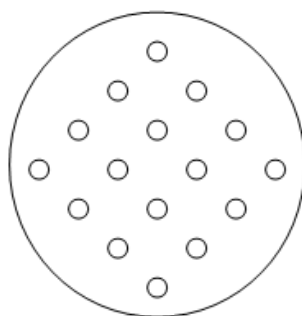


Рисунок 13 – Схема расположения стержней фильтрования

Таблица 11 – Геометрические размеры пламенного реактора

Параметр	Размер, мм
Длина	8000
Ширина	300
Высота	8000

3. Финансовый менеджмент, ресурсоэффективность и ресурсосбережение

Целью данного раздела является оценка эффективности проекта «Установка получения полупроводникового поликристаллического кремния для солнечной энергетики». Требуется рассчитать размер капитальных вложений, себестоимость годового объема производства, годовой фонд заработной платы и другие технико-экономические показатели.

Технология фторирования кварцевого песка состоит из последовательных стадий:

- фторирование кварцевого песка в пламенном реакторе в две стадии;
- улавливание элементного фтора;
- разделение твердой и газовой фазы методом фильтрации;
- десублимация примесных газов.

Важным показателем проекта является оценка его ресурсоэффективности.

3.1 Расчет сметной стоимости проектируемого объекта

Капитальные вложения в проектируемый объект принято называть полной сметной стоимостью этого объекта. В проектных расчетах полную сметную стоимость принимают за стоимость основных фондов. В составе основных производственных фондов выделяют активную и пассивную части.

К активной части относят рабочие и силовые машины и оборудование, измерительные и регулирующие приборы и устройства, транспортные средства и инструмент. К пассивной части относят основные производственные фонды (здания, сооружения, передаточные устройства, инвентарь и принадлежности), поскольку они не воздействуют непосредственно на предмет труда, хотя и создают условия для нормального хода производства.

3.2. Расчет сметной стоимости зданий и сооружений

При определении стоимости строительства зданий проектируемого цеха исчисляется объем производственных помещений и их стоимость. Для размещения проектируемого производства потребуется помещение площадью 288 м² и высотой 20 м, то есть объем помещения составляет 5760 м³.

Стоимость строительства всего здания рассчитывается по формуле:

$$K_{\text{д}} = C_{\text{зд}} \cdot V, \quad (50)$$

где $K_{\text{зд}}$ – стоимость строительства всего здания, руб;

$C_{\text{зд}}$ – нормативная стоимость строительства 1 м³ зданий, руб/м³;

V – суммарный объем здания, м³.

В таблице 12 представлены нормативы удельной стоимости строительства производственных зданий.

Таблица 12 – Нормативы удельной стоимости строительства производственных зданий

Строительная кубатура здания, м ³	Стоимость на 1 м ³ здания, руб.			
	Общестроительные работы C_1	Внутренние сантехнические работы C_2	Внутренние осветительные и силовые электросети C_3	Слаботочные устройства C_4
10000-20000	660	135	105	20

Стоимость строительства 1 м³ здания определяется по формуле:

$$C_{\text{зд}} = (K_1 \cdot C_1 + C_2 + C_3 + C_4) \cdot K_2, \quad (51)$$

где C_1 – стоимость общестроительных работ за 1 м³, руб.;

K_1 – коэффициент, учитывающий затраты по подготовке территории, на транспортное хозяйство, дороги и благоустройство ($K_1 = 1,4$);

C_2 – стоимость внутренних сантехнических работ на 1 м³, руб.;

C_3 – стоимость внутренней осветительной и силовой сети на 1 м^3 здания, руб.;

C_4 – стоимость монтажа слаботочных устройств на 1 м^3 здания, руб.;

K_2 – коэффициент, учитывающий непредвиденные работы ($K_2 = 1,05$).

По формуле (51) рассчитаем стоимость строительства на 1 м^3 здания:

$$C_{\text{зд}} = (1,4 \cdot 660 + 135 + 105 + 20) \cdot 1,05 = 1243,2 \text{ руб/м}^3.$$

Стоимость строительства всего здания рассчитаем по формуле (50):

$$K_{\text{зд}} = 1243,2 \cdot 36\,000 = 7\,160\,832 \text{ руб.}$$

Стоимость проводки принимается в размере, ориентировочно равном 6 % от стоимости здания, тогда стоимость проводки составит:

$$C_{\text{пров.}} = 7\,160\,832 \cdot 0,06 = 429\,650 \text{ руб.}$$

Общая стоимость пассивной части основных фондов рассчитывается по формуле:

$$\text{ОП}_{\text{оф}} = K_{\text{зд}} \cdot K_{\text{пф}}, \quad (52)$$

где $K_{\text{зд}}$ – стоимость строительства всего здания, руб.;

$K_{\text{пф}}$ – коэффициент пассивного фонда, равный от 1,06 до 1,08, примем 1,07.

$$\text{ОП}_{\text{оф}} = 7\,160\,832 \cdot 1,07 = 7\,662\,090 \text{ руб.}$$

Производственная площадь – площадь, занимаемая технологическим оборудованием, производственным инвентарём, проходами между оборудованием, местами для складирования заготовок и отходов. Средняя рыночная стоимость производственных площадей составляет 25000 руб. за 1 м^2 .

Вспомогательная площадь – площадь, занимаемая складами, железнодорожными путями, главными проездами и вспомогательными участками (бюро цехового контроля, инструментально-раздаточная кладовая, ремонтный и заточный участки).

Таблица 13 – Стоимость постройки участка

Наименование площади	Площадь, м ²	Стоимость 1 м ² в здании, тыс. руб.	Стоимость строительства площади, тыс. руб.
Производственная	144	25	3600
Вспомогательная	144	20	3600
Итого	288	-	7200

Рассчитаем норму амортизационных начислений по формуле:

$$НА = \frac{1}{СПИ} \cdot 100 \%, \quad (53)$$

где СПИ – срок полезного использования, примем 30 лет.

$$НА = \frac{1}{30} \cdot 100 \% = 0,03 \%$$

Тогда ежегодная сумма амортизационных отчислений составит:

$$ЕАО = НА \cdot К_{зд}, \quad (54)$$

где $К_{зд}$ – стоимость строительства всего здания, руб;

$$ЕАО = 0,03 \cdot 7\,160\,832 = 214\,825 \text{ руб.}$$

Таким образом, в результате проведенных расчетов рассчитана стоимость строительства всего здания, стоимость монтажа проводки, ежегодные амортизационные отчисления.

3.3. Расчет сметной стоимости оборудования

Капиталовложения в технологическое оборудование складываются из затрат на приобретение оборудования, его доставку и монтаж.

Годовая норма амортизации рассчитывается по формуле:

$$НА = \frac{1}{n} \cdot 100 \%, \quad (55)$$

где НА – годовая норма амортизации;

n – срок эксплуатации в годах (10 лет).

Амортизационные отчисления проводятся для оборудования, цена которого выше 50 000 руб. Срок полезного использования на все оборудование составляет 10 лет. В таблице 14 представлены результаты расчета амортизации оборудования за первый год использования.

Таблица 14 – Амортизационные отчисления на оборудование

Наименование оборудования	Кол-во	Амортизационные отчисления, руб./год
1.Пламенный реактор	2	1 000 000
2.Реактор улавливания фтора	1	450 000
3.Газодувка	1	200 000
4.Фильтр	2	13 684
5.Десублиматор	2	110 000
6.Бункер нелетучих фторидов	6	17 520
7.Двигатель переменного тока	4	298 000
8.Двигатель постоянного тока	2	35 520
Итого:		2 124 724

Затраты на амортизацию на первый год с учетом единиц оборудования составили 2124724 рубля. Затраты на ремонт оборудования (15 % от стоимости оборудования с учетом срока службы в 10 лет) составят:

$$Z_{\text{рем}} = \frac{2\,124\,724}{10} \cdot 0,15 = 31\,870,86 \text{ руб.}$$

Таким образом, суммарные затраты на приобретение технологического оборудования составят 21 247 240 рублей, затраты на амортизацию составляют 3 803 474 рубля, ежегодные затраты на ремонт составляют 31 870,86 рублей.

3.4. Расчет фонда времени работы оборудования в году

Годовой фонд времени работы рассчитывается только для основного технологического оборудования. Основное технологическое оборудование участка фторирования кварцевого песка:

- пламенный реактор фторирования кварцевого песка;
- реактор улавливания нелетучих фторидов;
- фильтр для разделения твердой и газовой фаз;
- десублиматор для нелетучей фазы;
- бункер для сброса нелетучих фторидов.

Календарный фонд времени принимается 365 дней или 8760 часов. Рассчитаем номинальный и эффективный фонд времени работы оборудования. Номинальный фонд времени оборудования определяется путем вычета из календарного фонда времени остановок оборудования, предусмотренные в режиме работы. Так как производство имеет непрерывный режим работы, номинальный фонд времени равен календарному, то есть 365 дней.

Эффективный фонд времени работы оборудования определяется путем вычета из номинального фонда времени в часах длительности простоя оборудования во всех видах ППР и по технологическим причинам.

Определим эффективный фонд времени работы оборудования по формуле:

$$T_{\text{эф}} = T_{\text{н}} - t_{\text{рем}}, \quad (56)$$

где $T_{\text{н}}$ – календарный фонд времени работы оборудования, 365 дней;

$t_{\text{рем}}$ – время ППР, 35 дней.

Тогда эффективный фонд рабочего времени работы оборудования составит:

$$T_{\text{эф}} = 365 - 35 = 330 \text{ дней.}$$

Таким образом, эффективный фонд времени работы оборудования составляет 330 дней.

3.5. Расчет численности персонала

3.5.1. Составление баланса рабочего времени одного среднесписочного рабочего

На проектируемом участке цеха фторирования кварцевых песков будут работать четыре бригады, для которых приведен график сменности в таблице Б.2 (Приложение Б). Продолжительность смены составляет 12 часов. Длительность сменоборота бригад рассчитывается по формуле:

$$D_{\text{см.об.}} = n_i \cdot T_c, \quad (57)$$

где $D_{\text{см.об.}}$ – длительность сменоборота, дни;

n_i – число бригад;

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

$$T_c = 4 \cdot 3 = 12 \text{ дней.}$$

$$D_{\text{см.об.}} = 4 \cdot 6 = 24 \text{ дня.}$$

Длительность сменоборота составляет 24 дня. Исходя из графика сменности, за 24 дня бригада отдыхает 12 дней.

Рассчитаем количество выходных дней по формуле:

$$D_{\text{в.г.}} = \frac{T_k}{D_c} \cdot D_{\text{в.с.}}, \quad (58)$$

где $D_{\text{в.г.}}$ – количество выходных дней в году, дни;

D_c – период сменоборота по графику сменности, дни;

$D_{\text{в.с.}}$ – число выходных дней за период сменоборота, дни;

T_k – число календарных дней в году, дни (принимается 365).

$$D_{\text{в.г.}} = \frac{365}{24} \cdot 12 = 182 \text{ дня.}$$

Исходя из расчета, число выходных дней в году за период сменоборота принимаем равным сто восемьдесят два дня. При расчете номинального фонда из календарного времени исключается только выходные дни по графикам сменности, согласно следующей формуле:

$$V_{в.н.} = T_k - D_{в.г.}, \quad (59)$$

где $D_{в.г.}$ – количество выходных дней в году, дни;

T_k – число календарных дней в году, дни (принимаем 365);

$V_{в.н.}$ – номинальный фонд рабочего времени в днях, дни.

$$V_{в.н.} = 365 - 182 = 183 \text{ дня.}$$

Номинальный фонд рабочего времени в часах, рассчитывается умножением этого фонда в днях на продолжительность рабочей смены, а именно по формуле:

$$V_{в.н.} = V_{в.д.} \cdot \frac{Ч_{р.н.ср.}}{Д_{р.н.ср.}}, \quad (60)$$

где $V_{в.н.}$ – номинальный фонд рабочего времени в часах, ч;

$Ч_{р.н.ср.}$ – средняя продолжительность рабочей недели, ч (56);

$Д_{р.н.ср.}$ – средняя продолжительность рабочей недели, дни (7);

$V_{в.д.}$ – номинальный фонд рабочего времени в днях, дни.

$$V_{в.н.} = 183 \cdot \frac{56}{7} = 1464 \text{ ч.}$$

Эффективный фонд рабочего времени в днях представляет собой разницу между номинальным фондом и количеством целодневных невыходов на работу (в днях) в связи с очередными и дополнительными отпусками, отпусками для учащихся, декретными отпусками и болезнями. Эффективный фонд рабочего времени в днях рассчитывается по формуле:

$$V_{эф.дн.} = V_{н.д.} - D_{ц.н.}, \quad (61)$$

где $V_{эф.дн.}$ – эффективный фонд рабочего времени в днях, дни;

$V_{н.д.}$ – номинальный фонд рабочего времени в днях, дни;

$D_{ц.н.}$ – целодневные невыходы на работу, дни.

Принимаем суммарное значения целодневных невыходов равным 33 дня исходя из суммы дней, необходимых для очередного и дополнительного отпуска (20 дней), невыходов по болезни (10 дней), выполнения общественных обязанностей (1 день), отпуска в связи с учебой (2 дня).

$$V_{\text{эф.дн.}} = 183 - 33 = 150 \text{ дней.}$$

Эффективный фонд рабочего времени в часах определяется по формуле:

$$V_{\text{эф.ч.}} = V_{\text{эф.дн.}} \cdot \frac{Ч_{\text{р.н.ср.}}}{Д_{\text{р.н.ср.}}}, \quad (62)$$

где $V_{\text{эф.ч}}$ – эффективный фонд рабочего времени в часах, ч;

$Ч_{\text{р.н.ср}}$ – средняя продолжительность рабочей недели, ч (56);

$Д_{\text{р.н.ср}}$ – средняя продолжительность рабочей недели, дни (7);

$V_{\text{эф.дн}}$ – эффективный фонд рабочего времени в днях, дни.

$$V_{\text{эф.ч.}} = 150 \cdot \frac{56}{7} = 1200 \text{ ч.}$$

Количество ночных смен за год рассчитывается путем деления эффективного фонда рабочего времени на количество смен в сутки. Тогда количество составляет ночных смен составляет 75 дней в году.

3.5.2. Расчет численности основных производственных рабочих

К основным работникам на участке сорбционного выщелачивания урана относятся аппаратчики и операторы. Явочную численность основных рабочих в сутки определяют по следующей формуле:

$$L_{\text{яв}} = \frac{F \cdot C}{H_{\text{обс}}}, \quad (63)$$

где $L_{\text{яв}}$ – явочная численность основных рабочих в сутки, чел/сут;

$H_{\text{обс}}$ – норма обслуживания, шт/чел;

F – количество аппаратов, шт;

C – количество смен в сутки, сут⁻¹.

Принимаем количество аппаратов, согласно планировке участка, равным семи, а норму обслуживания (количество аппаратов, которые может обслужить один работник) равным единице. Тогда согласно формуле, явочная численность основных рабочих составит:

$$L_{\text{яв}} = \frac{7 \cdot 2}{1} = 14 \text{ чел/сутки.}$$

Списочная численность основных работников определяется согласно следующей формуле:

$$L_{\text{сп}} = L_{\text{яв}} \cdot \frac{T_{\text{р.об}}}{B_{\text{эф.дн}}}, \quad (64)$$

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

$L_{\text{яв}}$ – явочная численность основных рабочих в сутки, чел/сут;

$T_{\text{роб}}$ – число дней работы оборудования в год, дни (330);

$B_{\text{эф.дн}}$ – эффективный фонд рабочего времени одного человека в год, дни.

$$L_{\text{сп}} = 14 \cdot \frac{330}{150} = 32 \text{ чел.}$$

Исходя из расчетов, количество основных работников в штате принимаем равным 32 человек. Принимаем количество аппаратчиков, выходящих в одну смену, равным 12, а число операторов – 4 человек.

Исходя из специфики работы данного производственного участка, необходимо укомплектовать участок вспомогательным персоналом (дежурный механик, дежурный электрик и дежурный КИПиА). Тогда явочная численность дежурного персонала на две смены составит:

$$L_{\text{яв}} = 3 \cdot 2 = 6 \text{ чел/сут.}$$

Списочная численность дежурного персонала согласно формуле (64) составит:

$$L_{\text{сп}} = 6 \cdot \frac{330}{150} = 14 \text{ чел.}$$

В число инженерно-технических работников (ИТР) будут входить начальник участка и мастер смены.

Так как начальник участка выходит только в дневную смену, пять раз в неделю, рассчитаем явочную численность для мастеров смены:

$$L_{\text{яв}} = 1 \cdot 2 = 2 \text{ чел/сут.}$$

Списочная численность мастеров составляет:

$$L_{\text{сп}} = 2 \cdot \frac{330}{150} = 5 \text{ чел.}$$

В число младшего обслуживающего персонала (МОП) будут входить 4 сотрудника для уборки производственных помещений. Данный персонал будет работать в дневную смену, пять раз в неделю.

Исходя из проведенных расчетов в подразделе, была определена численность работников.

3.5.3. Расчет производительности труда

Производительность труда обычно рассчитывается в натуральном выражении как выработка в год одного рабочего и всех рабочих.

Производительность труда определяется по формуле:

$$ПТ = \frac{Q}{L_{\text{сп}}}, \quad (65)$$

где Q – годовой выпуск продукции в натуральном выражении, кг;

$L_{\text{сп}}$ – списочная численность работников.

$$ПТ = \frac{4380000}{32} = 136\,875 \text{ кг/чел.}$$

Рассчитаем производительность труда всех работников:

$$ПТ = \frac{4380000}{55} = 79\,636,4 \text{ кг/чел.}$$

3.6. Расчет фонда заработной платы основного и вспомогательного персонала

На производстве будет проводиться повременно-премиальная оплата труда. Величина зарплаты каждого работника рассчитывается исходя из трудоемкости выполняемых работ.

Расчет годового фонда заработной платы рассчитывается по формуле:

$$\Phi_{\text{зп/год}} = (Z_{\text{тариф}} + D_{\text{прем}} + D_{\text{пр}} + D_{\text{вр}} + D_{\text{фм}} + D_{\text{нв}}) \cdot K_{\text{р}} \quad (66)$$

где $\Phi_{\text{ЗП/год}}$ – годовой фонд заработной платы рабочих, руб./год;

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

$D_{\text{прем}}$ – доплата премий, руб./год, (принимаем 30 % от $Z_{\text{тариф}}$);

$D_{\text{нв}}$ – доплата за работу в ночное время, руб./год, (40 % от $Z_{\text{тариф}}$);

$D_{\text{пр}}$ – доплата за работу в праздничные дни, руб./год, (100 % от $Z_{\text{тариф}}$)

$D_{\text{вр}}$ – доплата за вредность, руб./год, (принимаем от 12 до 24 % от $Z_{\text{тариф}}$)

$D_{\text{фм}}$ – доплата из фонда мастера за бригадирство, руб./год, (3 % от $Z_{\text{тариф}}$);

$K_{\text{р}}$ – районный коэффициент (для Томска 1,5).

Расчет тарифного фонда заработной платы рассчитывается согласно следующей формуле:

$$Z_{\text{тариф}} = T_{\text{ст}} \cdot N_{\text{сп}} \cdot T_{\text{эфф}}, \quad (67)$$

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

$T_{\text{ст}}$ – тарифная ставка рабочего, руб./ч;

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

$T_{\text{эфф}}$ – эффективное время работы одного рабочего, ч.

Принимаем, что на проектируемом участке сорбционного выщелачивания урана будут работать аппаратчики и операторы 5-го разряда из-за сложности выполняемых работ, требующих определенных навыков и знаний, присущих данной квалификации. Тарифную часовую ставку для пятого разряда принимаем равной 165 рублей в час. Тарифную часовую ставку для вспомогательного персонала принимаем равной 120 рублей в час.

По формуле (67) рассчитаем тарифный фонд заработной платы основного персонала:

$$З_{\text{тариф}} = 165 \cdot 32 \cdot 1200 = 6\,336\,000 \text{ руб.}$$

Доплата премий для основного персонала составит 40 % от $Z_{\text{тариф}}$:

$$D_{\text{прем}} = 6\,336\,000 \cdot 0,4 = 2\,534\,400 \text{ руб.}$$

Доплата за ночное время рассчитывается по формуле:

$$D_{\text{нв}} = T_{\text{ст}} \cdot N_{\text{сп}} \cdot N_{\text{нс}} \cdot t_{\text{см}} \cdot K_{\text{в}}, \quad (68)$$

где $D_{\text{нв}}$ – доплата за работу в ночное время, руб./год;

$T_{\text{ст}}$ – тарифная ставка рабочего, руб./ч;

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

$N_{\text{нс}}$ – количество ночных смен, дни;

$t_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч;

$K_{\text{в}}$ – коэффициент отчисления за ночную смену.

Доплата за ночное время для основного персонала составит:

$$D_{\text{нв}} = 165 \cdot 32 \cdot 75 \cdot 12 \cdot 0,4 = 1\,900\,800 \text{ руб.}$$

Доплата за праздничные дни рассчитывается по формуле:

$$D_{\text{пр}} = N_{\text{яв}} \cdot T_{\text{ст}} \cdot N_{\text{пр}} \cdot t_{\text{см}} \cdot 2, \quad (69)$$

где $D_{\text{пр}}$ – доплата за работу в праздничные дни, руб./год;

$N_{\text{яв}}$ – явочная численность работников, чел;

$T_{\text{ст}}$ – тарифная ставка рабочего, руб./ч;

$N_{\text{пр}}$ – количество праздничных дней, дни (принимаем 14 дней);

$t_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч.

Доплата за праздничные дни для основного персонала составит:

$$D_{\text{пр}} = 14 \cdot 165 \cdot 14 \cdot 12 \cdot 2 = 776\,160 \text{ руб.}$$

Доплата за вредность для основного персонала составит 18 % от $Z_{\text{тариф}}$:

$$D_{\text{вр}} = 0,18 \cdot 6\,336\,000 = 1\,140\,480 \text{ руб.}$$

Доплата из фонда мастера за бригадирство для вспомогательного персонала составляет 3 % от $Z_{\text{тариф}}$:

$$D_{\text{фм}} = 0,03 \cdot 6\,336\,000 = 190\,080 \text{ руб.}$$

По формуле (66) рассчитаем годовой фонд заработной платы для основных рабочих:

$$\begin{aligned} \Phi_{\text{зп/год}} &= (6\,336\,000 + 2\,534\,400 + 776\,160 + 1\,140\,480 + 190\,080 + 1\,900\,800) \cdot 1,5 = \\ &= 19\,316\,880 \text{ руб.} \end{aligned}$$

Годовой фонд заработной платы с учетом налога во внебюджетные фонды рассчитывается по формуле:

$$\Phi_{\text{год}} = 1,3 \cdot \Phi_{\text{зп/год}}, \quad (70)$$

где $\Phi_{\text{год}}$ – фонд заработной платы с учетом налога, руб./год;

$\Phi_{\text{зп/год}}$ – фонд заработной платы в год, руб./год.

$$\Phi_{\text{год}} = 1,3 \cdot 19\,316\,880 = 25\,111\,944 \text{ руб.}$$

Расходы на технику безопасности и охрану труда составляют 10 % от итоговой суммы годового фонда заработной платы:

$$\Phi_{\text{ТБ и ОТ}} = 0,10 \cdot 25\,111\,944 = 2\,511\,194 \text{ руб.}$$

Тарифный фонд заработной платы для вспомогательного персонала составит:

$$Z_{\text{тариф}} = 120 \cdot 14 \cdot 1200 = 2\,016\,000 \text{ руб.}$$

Доплата премий для вспомогательного персонала составит 30 % от $Z_{\text{тариф}}$:

$$D_{\text{прем}} = 2\,016\,000 \cdot 0,3 = 604\,800 \text{ руб.}$$

Доплата за ночное время для вспомогательного персонала составит:

$$D_{\text{нв}} = 120 \cdot 14 \cdot 75 \cdot 12 \cdot 0,4 = 604\,800 \text{ руб.}$$

Доплата за праздничные дни для вспомогательного персонала составит:

$$D_{\text{пр}} = 120 \cdot 6 \cdot 14 \cdot 12 \cdot 2 = 241\,920 \text{ руб.}$$

Доплата за вредность для вспомогательного персонала составит 18 % от $Z_{\text{тариф}}$:

$$D_{\text{вр}} = 0,18 \cdot 2\,016\,000 = 362\,880 \text{ руб.}$$

Доплата из фонда мастера за бригадирство для вспомогательного персонала составляет 3 % от $Z_{\text{тариф}}$:

$$D_{\text{фм}} = 0,03 \cdot 2\,016\,000 = 60\,480 \text{ руб.}$$

По формуле (66) рассчитаем годовой фонд заработной платы для вспомогательного рабочих:

$$\begin{aligned} \Phi_{\text{зп/год}} &= (2\,016\,000 + 604\,800 + 604\,800 + 241\,920 + 362\,880 + 604\,800) \cdot 1,5 = \\ &= 5\,506\,320 \text{ руб.} \end{aligned}$$

Годовой фонд заработной платы с учетом налога по формуле (70):

$$\Phi_{\text{год}} = 1,3 \cdot 5\,506\,320 = 7\,158\,216 \text{ руб.}$$

Расходы на технику безопасности и охрану труда составляют 10 % от итоговой суммы годового фонда заработной платы:

$$\Phi_{\text{ТБ и ОТ}} = 0,10 \cdot 7\,158\,216 = 715\,821 \text{ руб.}$$

Таким образом, годовой фонд заработной платы для основных рабочих составляет 19 316 880 рублей в год, а для вспомогательного персонала годовой фонд заработной платы составит 5 506 320 рублей в год.

3.6.1 Расчет годового фонда заработной платы инженерно-технических работников и младшего обслуживающего персонала

Для мастера смены расчет годового фонда заработной платы проводится аналогично расчету для основного и вспомогательного персонала согласно формулам. Тарифную часовую ставку для мастера смены принимаем равной 185 рублей в час.

Тарифный фонд заработной платы для мастера смены составит:

$$Z_{\text{тариф}} = 185 \cdot 5 \cdot 1200 = 1\,100\,000 \text{ руб.}$$

Доплата премий для мастера смены составит 30 % от $Z_{\text{тариф}}$:

$$D_{\text{прем}} = 1\,100\,000 \cdot 0,3 = 333\,000 \text{ руб.}$$

Доплата за ночное время для мастера смены составит:

$$D_{\text{нв}} = 185 \cdot 5 \cdot 75 \cdot 12 \cdot 0,4 = 333\,000 \text{ руб.}$$

Доплата за праздничные дни для мастера смены составит:

$$D_{\text{пр}} = 185 \cdot 2 \cdot 14 \cdot 12 \cdot 2 = 124\,320 \text{ руб.}$$

Доплата за вредность для мастера смены составит 18 % от $Z_{\text{тариф}}$:

$$D_{\text{вр}} = 0,18 \cdot 1\,100\,000 = 199\,800 \text{ руб.}$$

Доплата из фонда мастера за бригадирство для мастера смены составляет 3 % от $Z_{\text{тариф}}$:

$$D_{\text{фм}} = 0,03 \cdot 1\,100\,000 = 33\,300 \text{ руб.}$$

По формуле (66) рассчитаем годовой фонд заработной платы для мастера смены:

$$\begin{aligned} \Phi_{\text{зп/год}} &= (1\,100\,000 + 333\,000 + 333\,000 + 124\,320 + 199\,800 + 33\,300) \cdot 1,5 = \\ &= 3\,185\,130 \text{ руб.} \end{aligned}$$

Годовой фонд заработной платы с учетом налога по формуле (70):

$$\Phi_{\text{год}} = 1,3 \cdot 3\,185\,130 = 4\,140\,669 \text{ руб.}$$

Расходы на технику безопасности и охрану труда составляют 10 % от итоговой суммы годового фонда заработной платы:

$$\Phi_{\text{ТБ и ОТ}} = 0,10 \cdot 4\,140\,669 = 414\,067 \text{ руб.}$$

Для начальника участка и двух работников обслуживающего персонала для уборки производственных помещений, которые будут работать в дневную смену, пять раз в неделю принимаем штатный месячный оклад, который представлен в таблице 15.

Таблица 15 – Состав и оклады ИТР и МОП персонала, работающих в дневную смену пять раз в неделю

Наименование должности	Месячный оклад
Начальник участка	75000
Уборщик	28000

Расчёт суммарного тарифного фонда заработной платы для персонала работающих в дневную смену, пять раз в неделю ведётся по формуле:

$$\sum Z_{\text{тариф}} = \sum Z_{\text{оклад}} \cdot m, \quad (71)$$

где $\sum Z_{\text{тариф}}$ – суммарный тарифный фонд для персонала работающих в дневную смену, пять раз в неделю, руб./год;

$\sum Z_{\text{окл}}$ – суммарный оклад работников, руб./мес.;

m – количество месяцев, отработанных в год каждым работником, шт.

Принимаем количество месяцев, отработанных в год каждым работником в дневную смену, пять раз в неделю, равным восьми месяцам.

Тогда суммарный тарифный фонд для данного персонала по формуле (67) составит:

$$\sum Z_{\text{тариф}} = (75\,000 + 2 \cdot 28\,000) \cdot 8 = 1\,048\,000 \text{ руб.}$$

Доплата премий для персонала, работающих в дневную смену, пять раз в неделю составит:

$$D_{\text{прем}} = 1\,048\,000 \cdot 0,3 = 314\,400 \text{ руб.}$$

Доплата за вредность персонала, работающих в дневную смену, пять раз в неделю составит:

$$D_{\text{вр}} = 0,18 \cdot 1\,048\,000 = 188\,640 \text{ руб.}$$

По формуле (66) рассчитаем годовой фонд заработной платы для персонала работающих в дневную смену, пять раз в неделю составит:

$$\Phi_{\text{зп/год}} = (1\,048\,000 + 314\,400 + 188\,640 + 124\,320) \cdot 1,5 = 2\,326\,560 \text{ руб.}$$

Годовой фонд заработной платы с учетом налога по формуле (21):

$$\Phi_{\text{год}} = 1,3 \cdot 2\,326\,560 = 3\,025\,528 \text{ руб.}$$

Расходы на технику безопасности и охрану труда составляют 10 % от итоговой суммы годового фонда заработной платы:

$$\Phi_{\text{ТБ и ОТ}} = 0,10 \cdot 3\,025\,528 = 302\,453 \text{ руб.}$$

Таким образом, исходя из расчётов годовой фонд заработной платы для мастеров смены составил 3 185 130 рублей в год, для персонала, работающего в дневные смены, пять раз в неделю годовой фонд составил 2 326 560 рублей в год.

Суммарный фонд заработной платы для всего персонала участка сорбционного выщелачивания урана составит:

$$\sum \Phi_{\text{зп/год}} = 19\,316\,880 + 5\,506\,320 + 3\,185\,130 + 2\,326\,560 = 30\,334\,890 \text{ руб.}$$

Рассчитаем налог (30 %), который необходимо уплатить, во внебюджетные фонды:

$$H_{\text{внф}} = 0,3 \cdot 30\,334\,890 = 9\,100\,467 \text{ руб.}$$

Расходы на травматизм ($P_{\text{травм}}$) составляют 8,5 % от суммарного годового фонда заработной платы:

$$P_{\text{травм.}} = 0,085 \cdot 30\,334\,890 = 2\,578\,466 \text{ руб.}$$

Рассчитаем расходы на организацию технику безопасности и охрану труда:

$$\sum \Phi_{\text{ТБ и ОТ}} = 2\,511\,194 + 715\,821 + 302\,453 + 414\,067 = 3\,943\,535 \text{ руб.}$$

Таким образом, расходы на травматизацию составляют 2 578 466 рублей в год, на организацию охраны труда и техники безопасности работников затрачивается 3 943 535 рублей в год.

3.7. Расчет технологических затрат

Расход на освещение помещения определяется по формуле:

$$Z_{\text{осв}} = \frac{15 \cdot S_n \cdot M \cdot T}{1000} \cdot W \quad (72)$$

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

S_n – площадь пола участка цеха, 1800 м²;

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

T – число дней работы производства в году, 365 дней;

W – стоимость 1 кВт/ч электроэнергии (для Томска 4,39 руб.).

$$Z_{\text{осв}} = \frac{15 \cdot 1800 \cdot 24 \cdot 365}{1000} \cdot 4,39 = 1\,038\,322,8 \text{ руб.}$$

Затраты на вентиляцию помещения рассчитываются по формуле:

$$Z_{\text{вент}} = 0,5 \cdot V \cdot k \cdot \frac{T_{\text{кал}}}{1000} \cdot W, \quad (73)$$

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

V – внутренний объём помещения, 36000 м³;

k – кратность обмена воздухом, ($k = 3$);

$T_{\text{кал}}$ – календарный фонд времени, ч, (8640);

W – стоимость 1 кВт/ч электроэнергии (для Томска 4,39 руб.).

$$Z_{\text{вент}} = 0,5 \cdot 36000 \cdot 3 \cdot \frac{8640}{1000} \cdot 4,39 = 2\,048\,198,4 \text{ руб.}$$

Затраты на отопление помещения определяются следующим образом:

$$Z_{\text{отоп}} = Q \cdot T_0 \cdot V \cdot S_T, \quad (74)$$

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

Q – количество тепла на 1 м³ помещения, (принимая 0,00009 Гкал);

V – внутренний объём помещения, 36000 м³;

T_0 – продолжительность отопляемого сезона, принимаем 6480 ч;

S_T – цена за 1 Гкал тепла (для Томска 36,49 руб.).

$$Z_{\text{отоп}} = 0,00009 \cdot 6480 \cdot 36000 \cdot 36,49 = 766\,114,85 \text{ руб.}$$

Расходы на электроэнергию рассчитываются по формуле:

$$Z_{\text{эн.}} = N_T \cdot C_{\text{эн.}} \cdot T_{\text{р.об.}}, \quad (75)$$

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

N_T – суммарное потребление электроэнергии оборудованием (124,8 кВт/ч);

$C_{\text{эн.}}$ – стоимость 1 кВт/ч электроэнергии (для Томска 4,39 руб.);

$T_{\text{р.об.}}$ – время работы оборудования (с учётом ППР, ТР), (7920 ч).

$$Z_{\text{эн.}} = 124,8 \cdot 4,39 \cdot 7920 = 4\,339\,146,24 \text{ руб.}$$

Расходы на холодное водоснабжение (ХВС) и горячее водоснабжение (ГВС) для бытовых и хозяйственных нужд рассчитывается по формуле:

$$Z_{\text{вс}} = N \cdot Q_{\text{в}} \cdot C_{\text{в}} \cdot T_{\text{рп}}, \quad (76)$$

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

N – число сотрудников в сутки, 14 чел./день;

$Q_{\text{в}}$ – расход воды на одного человека в смену (0,15 м³/чел. для ХВС и 0,075 м³/чел. для ГВС);

$C_{\text{в}}$ – стоимость питьевой воды, руб./м³, (43,54 руб./м³ для ХВС и 61,26 руб./м³ для ГВС);

$T_{\text{рп}}$ – общее количество дней работы персонала в год, 330 дней/год.

Для ХВС затраты составят:

$$Z_{\text{ХВС}} = 14 \cdot 0,15 \cdot 43,54 \cdot 330 = 30\,173,22 \text{ руб.}$$

Для ГВС затраты составят:

$$Z_{\text{ГВС}} = 14 \cdot 0,075 \cdot 61,26 \cdot 330 = 21\,226,59 \text{ руб.}$$

Суммарные затраты на водоснабжение для бытовых и хозяйственных нужд составит:

$$Z_{\text{ВС}} = 30\,173,22 + 21\,226,59 = 51\,439,81 \text{ руб.}$$

Расходы на водоотведение рассчитываются по формуле:

$$Z_{\text{отв}} = N \cdot V_{\text{в}} \cdot C_{\text{отв}} \cdot T_{\text{рп}}, \quad (77)$$

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

$V_{\text{в}}$ – объём потребления холодной и горячей воды, $0,225 \text{ м}^3/\text{сут.}$;

$T_{\text{рп}}$ – общее количество дней работы персонала, 330 дней;

N – число сотрудников в сутки, 14 чел.;

$C_{\text{отв}}$ – тариф на водоотведение за м^3 , $49,87 \text{ руб./м}^3$;

$$Z_{\text{отв}} = 14 \cdot 0,225 \cdot 49,87 \cdot 330 = 51\,839,86 \text{ руб.}$$

Для проведения технологического процесса на участке сорбционного выщелачивания, необходимо производить закупку кварцевого песка. Смета затрат представлена в таблице 16.

Таблица 16 – Смета затрат на приобретение кварцевого песка

Наименование	Расход		Цена, руб./кг	Стоимость, руб./год
	кг/ч	кг/год		
Кварцевый песок (сод. SiO_2 97,03 %)	1000	8760000	950	8 322 000 000

Транспортно-заготовительные расходы составляют 5 % от общей суммы расходов на исходное сырье, и составят 7 905 900 рубля в год.

Результаты расчетов по всем статьям расходов приведены в итоговую таблицу расходов (Таблица 17).

Таблица 17 – Смета затрат

Условно-переменные затраты			
Реагенты	Годовая норма, кг/год	Цена, руб./кг	Сумма, руб/год
Кварцевый песок	8760000	950	8 322 000 000
Всего за материалы			8 322 000 000
Транспортно-заготовительные расходы (5 % от стоимости материалов)			7 905 900
ФЗП основного и вспомогательного персонала			24 823 200
Отчисления во внебюджетные фонды			9 100 467
Расходы на технику безопасности и охрану труда			9 343 535
Итого			8 373 173 102
Условно-постоянные затраты			
Оборудование			21 247 240
Амортизация			2 124 724
Электроэнергия			4 339 146,24
Водоснабжение			51 439,81
Водоотведение			51 839,86
Электроэнергия(освещение)			1 038 322,8
Вентиляция			2 048 198,4
Теплоснабжение			766 114,85
Амортизация			214 825
Итого			31 881 851
Себестоимость за единицу продукции, руб./кг			960,00
Цена за единицу продукции, руб./кг			1960,00

3.8. Калькуляция себестоимости передела

В результате проведенных ранее экономических расчетов (Таблица 6) годовые условно-переменные затраты для разрабатываемого участка составят 8 322 000 000 рублей в год. Годовые условно-постоянные затраты для разрабатываемого участка составят 31 881 851 рубль в год.

Себестоимость фторида кремния на данной стадии участка фторирования кварцевых песков составляет за один килограмм 960 рублей, при производительности 500 кг в час.

3.8. Расчет точки безубыточности

Основной итоговый экономический показатель производства – это прибыль предприятия. Расчет прибыли осуществляется по формуле:

$$\Pi = \text{РП} - \text{С}, \quad (78)$$

где Π – прибыль предприятия, руб.;

РП – стоимость реализованной продукции, руб.;

С – полная себестоимость продукции, руб.

Так как себестоимость составляет 960 рублей, зададим цену в 1960 рублей, тогда прибыль предприятия составит:

$$\Pi = 8\,590\,161\,580 - 4\,207\,426\,080 = 4\,382\,735\,500 \text{ руб.}$$

Точка безубыточности – это минимальный объём производства и реализации продукции, при котором расходы будут компенсированы доходами. Точка безубыточности в денежном выражении – величина дохода, при которой полностью окупаются все издержки (прибыль при этом равна нулю):

$$\text{ВЕР} = \frac{\text{TFC} \cdot \text{P}}{(\text{P} - \text{VC})}, \quad (79)$$

где ВЕР – точка безубыточности, руб.;

TFC – величина постоянных издержек руб.;

VC – величина переменных издержек на единицу продукции руб.;

P – стоимость единицы продукции (реализация) руб.;

$$\text{ВЕР} = \frac{31\,881\,851 \cdot 1960}{(1960 - 955,84)} = 62\,229\,553,02 \text{ руб.}$$

Для достижения точки безубыточности потребуется произвести:

$$Q_{\text{прод}} = \frac{62\,229\,553,02}{1960} = 31\,750 \text{ кг.}$$

Из представленных расчетов можно сделать вывод, что для достижения окупаемости потребуется произвести 31 750 кг продукта, а значит производство окупится за 63,5 дня.

Результаты расчетов

В качестве основного аппарата фторирования кварцевых песков был выбран пламенный реактор. Произведен расчет материальных потоков, расчет основного аппарата, вспомогательного оборудования, бункера для нелетучих фторидов, а также фильтра для улавливания тетрафторида урана.

4 Социальная ответственность

При эксплуатации установки получения полупроводникового поликристаллического кремния возможно проявление следующих опасных факторов:

- электрический ток;
- вредные вещества;
- шум и вибрация;
- микроклимат;
- освещенность;
- высота, колодцы (прямки);
- взрывоопасные газовоздушные смеси.

Возможное воздействие опасных производственных факторов может быть обусловлено следующими причинами:

- нарушением герметичности производственного оборудования (трубопроводов с фтором, катодным газом, фтористым водородом, запорной арматуры) из-за коррозии, трещин, разгерметизации фланцевых соединений, нарушений норм технологического режима, правил эксплуатации и ремонта, связанных со значительными и внезапными выбросами или разливами агрессивных продуктов;
- недостаточностью или некачественным исполнением мероприятий, обеспечивающих безопасность ремонтных работ;
- нарушением правил эксплуатации грузоподъемных механизмов, теплоиспользующих установок и электроустановок;
- нарушением правил пользования средств индивидуальной защиты (СИЗ) и спецодеждой;
- нарушением правил работы на высоте;
- невыполнение положений инструкций по охране труда и технике безопасности.

К вредным и опасным веществам, участвующим или образующимся в процессе получения кремния солнечного качества, можно отнести HF, F₂, фториды лития, натрия, калия, аммиак. Предельно допустимые концентрации некоторых веществ в воздухе рабочей зоны [35] и их класс опасности [36] представлены в таблице 18.

Таблица 18 – Предельно допустимые концентрации веществ в воздухе рабочей зоны, которые входят в состав исходной смеси и продуктов [35, 36]

Химическое соединение	ПДК в воздухе рабочей зоны, мг/м ³ [3]	Класс опасности
HF	0,50	2
F ₂	0,03	1
KF	0,50	2
LiF	0,50	2
NaF	0,50	2
NH ₄ OH	20,00	4

Возможное воздействие вредных производственных факторов может быть обусловлено:

- превышением норм загазованности производственных помещений, связанным с частичной разгерметизацией оборудования;
- нарушением вентиляционного режима производственных помещений;
- несоблюдением норм производственной санитарии;
- неприменением СИЗ.

Поэтому в цехе необходимо создать вентиляцию производственных помещений. Вентиляция позволит создать оптимальные санитарно-гигиенические условия, то есть, будет непрерывно удалять загрязненный воздух и одновременно подавать свежий, в котором концентрация вредных веществ в воздухе станет ниже предельно допустимой, а температура,

влажность и скорость движения воздуха будет соответствовать санитарным нормам [37].

4.1 Электробезопасность

Ячейки и аппараты электролизеров относятся к электротехническим установкам напряжением до 1000 В, поэтому на них распространяются и должны выполняться все требования и положения Межотраслевых правил по охране труда (правил безопасности) при эксплуатации электроустановок (ПОТ Р М – 016 – 2001).

В соответствии с «Правилами устройств электроустановок» (ПУЭ) делят все помещения по опасности поражения электрическим током на следующие классы:

- без повышенной опасности;
- с повышенной опасностью;
- особо опасные.

В качестве примеров разделения помещений по степени опасности можно привести следующие [38]:

- I класс – офисные помещения и лаборатории с точными приборами, сборочные цеха инструментальных заводов, часовые фабрики и т.д.;
- II класс – неотапливаемые складские помещения, лестничные клетки с токопроводящими полами и т.д.;
- III класс – все мастерские машиностроительных заводов: гальванические, аккумуляторные и т. д., к ним также относятся участки работ на земле под открытым небом и под навесом.

Классификация помещений по электробезопасности представлена в таблице 19 [39].

Таблица 19 – Классификация помещений по электробезопасности

Класс помещения	Среда	Характеристика среды
Без повышенной опасности	Нормальная	Сухой воздух, отсутствуют признаки, свойственные жарким, пыльным, химическим и биологическим средам. Относительная влажность не превышает 60 %
С повышенной опасностью	Сырая	Относительная влажность воздуха длительное время превышает 75 %
	Жаркая	Температура воздуха длительное время превышает 35 °С
	Пыльная	По условиям производства в воздух выделяется технологическая пыль в таком количестве, что может оседать на проводах, проникать внутрь аппаратов и т.д. Пыль подразделяется на проводящую и непроводящую ток
Особо опасные	Химически активная и биологическая	Помещения, в которых постоянно или в течение длительного времени содержатся агрессивные пары, газы, жидкости, образуются отложения или плесень, разрушающие изоляцию и токоведущие части электрооборудования
	Особо сырая	Относительная влажность воздуха близка к 100 % – потолок, стены, пол и предметы, находящиеся в помещении, покрытые влагой

Помещение, в котором находится аппарат, можно отнести к помещениям особо опасным – помещения с токопроводящими полами, а также помещения, в которых существует опасность одновременного прикосновения к металлическим конструкциям и корпусам электрооборудования. Таким образом, проектируемый цех относится к III классу по электробезопасности.

На данном производстве опасность поражения электрическим током создает следующее оборудование:

- электропривод газодувки;
- электродвигатели;
- осветительные установки, приборы и автоматика;
- токоведущие части электролизеров.

На проектируемой установке возможны следующие причины поражения людей электрическим током:

- появление напряжения на конструктивных металлических частях электрооборудования в результате повреждения изоляции токоведущих частей;

- случайное прикосновение к токоведущим частям, находящимся под напряжением, в результате ошибочных действий при проведении работ.

Электрооборудование кроме электролизеров во всех помещениях должно быть заземлено.

Основные мероприятия по защите человека от поражения электрическим током в производстве:

- эксплуатация электрооборудования по ПОТ Р М – 016 – 2001;
- выполнение организационных и технических мероприятий, обеспечивающих безопасность работ в кабинах электролизеров;
- правильное пользование испытанными и исправными электротехническими средствами.

Для обеспечения электробезопасности применяют следующие технические способы и средства защиты:

- защитное заземление;
- изоляция токоведущих частей;
- малое напряжение (12 В) для питания ручного электроинструмента, ручных и станочных ламп местного освещения;
- при работе с электрооборудованием обслуживающий персонал должен пользоваться СИЗ, которые для электрооборудования напряжением до 1000 В делятся на основные: диэлектрические перчатки, инструменты с изолирующими рукоятками, изолирующая штанга, изолирующие клещи;
- дополнительные: изолирующие подставки, диэлектрические галоши, диэлектрические коврики.

Эти защитные средства должны быть выполнены в соответствии с правилами: «Правила применения и испытания средств защиты, используемых в электроустановках, технические требования к ним».

Медные стержни, применяемые для отбора проб электролита и замера уровня, должны иметь изолирующие ручки.

К индивидуальным средствам защиты от поражения электрическим током относятся [40]:

а) Основные – оперативные штанги и токоизмерительные клещи, диэлектрические перчатки, инструмент с изолирующими ручками и указателем напряжений;

б) Дополнительные – диэлектрические галоши, коврики. Как дополнительная изоляция используется спецодежда рабочего.

Материал полов должен не пропускать электрический ток, а также должен быть стойким к воздействию химических веществ, используемых в технологическом процессе.

Соблюдение представленных требований позволяет не допускать несчастных случаев, связанных с поражением электрическим током, а также уменьшается вероятность преждевременного выхода оборудования из рабочего состояния.

4.2 Защита от шума и вибрации

Вибрация и шум неблагоприятно отражаются на организме человека. Для снижения шума и вибраций большое значение имеет правильная эксплуатация оборудования. Нередко вибрации и шумы возникают в результате плохой балансировки, центровки и вследствие неуравновешенности (эксцентricности) роторов, муфт, маховиков и других вращающихся деталей. Неисправности в механизмах, неплотное их крепление, перекосы, недостаточная смазка – все это увеличивает шум, вызывает удары.

Степень вредности и опасности условий труда при действии виброакустических факторов устанавливается с учетом их временных характеристик (постоянный, непостоянный шум, вибрация и т.д.). Нормирование шума осуществляется согласно [41], нормирование вибраций – [42].

Норма по уровню звука на постоянных рабочих местах в производственных помещениях – 80 дБА[43]. Предельно допустимые значения вибрации рабочих мест (технологической, типа “а”) составляют: скорректированные и эквивалентные уровни виброускорения – 100 дБ, виброскорости – 92 дБ.

Когда шум и вибрация в источнике не могут быть снижены до предельно допустимого уровня, технологические процессы и агрегаты изолируют от остального оборудования и рабочих мест. Для ослабления шума в помещениях их внутренние поверхности облицовывают и обивают звукопоглощающими материалами.

Снижение шума, передающегося по трубопроводам, достигается применением специальных компенсаторов, гибких вставок, отделяющих агрегат от трубопроводов. Защита персонала от шума работающих вентсистем осуществляется соблюдением оптимальных скоростей воздуха, применением гибких вставок, виброизоляторов под вентиляторы.

Если шум на рабочих местах не может быть снижен до предельно допустимых уровней, целесообразно применение дистанционного управления производственным процессом из специальных кабин, со звукоизоляцией, или использование индивидуальных средств защиты органов слуха – наушники, беруши [44, 45].

4.3 Освещенность

Часто персоналу цеха приходится работать в условиях недостаточности солнечного освещения, поэтому руководству необходимо решать вопрос

оснащения рабочего помещения различными видами источников искусственного освещения.

В вечернее время в цехе обязательно общее искусственное рабочее освещение, причем расположение светильников должно быть равномерным. Чаще всего для производственного освещения используются светильники типа УПД с дуговыми ртутными люминесцентными лампами ДРЛ – 700, которые расположены в два ряда. Рекомендованное расстояние между рядами ламп – 4 м, а расстояние от стен до рядов – 2 м, между светильниками в ряду – 2 метра, высота подвеса таких светильников составляет 7,2 м [46].

Единицей освещённости является люкс (Лк). Показатели степени освещённости измеряются люксметром. Степень освещённости в производственных помещениях нормируется, норма освещения составляет 300 Лк, разряд точности работ – II [47].

Расчет освещения лабораторного помещения.

Количество светильников для достижения необходимой нормы освещения рассчитывается по формуле [48]:

$$n = \frac{E \cdot S \cdot z \cdot K}{F \cdot U \cdot m}, \quad (80)$$

где n – количество светильников, необходимое для освещения цеха;

E – нормированная освещенность, 400 лк;

S – площадь помещения, 5000 м²;

z – коэффициент неравномерности освещения, 1,15;

K – коэффициент запаса, по СНиП 23–05–95 «Естественное и искусственное освещение» [48] 1,5;

F – световой поток одной лампы ДРЛ – 700, 33000 лм;

U – коэффициент использования светового потока, 0,64;

m – число ламп в светильнике, 1.

$$n = \frac{400 \cdot 5000 \cdot 1,15 \cdot 1,5}{33000 \cdot 0,64 \cdot 1} \approx 164 \text{ шт.}$$

Соответственно, для достижения нормы освещения 400 лк, в лабораторном помещении, необходимо установить 164 светильника.

4.4 Пожаро- и взрывобезопасность

При разборке действенных методов предупреждения и ликвидации пожаров и взрывов используют общие теоретические положения о горении и взрывах, а также данные, полученные при изучении причин пожаров и взрывов на производстве [49].

Для предотвращения угрозы возникновения возгорания перед началом работ проводится инструктаж по правилам пожарной безопасности и использованию средств пожаротушения.

Все помещения и здания делятся на 5 категорий. Категории А и Б – пожаро-взрывоопасные помещения, категории В, Г и Д – пожароопасные помещения [50].

Помещение проектируемого цеха отнесено к категории А. Основанием для установления этой категории пожароопасности является наличие взрывоопасного газа $F O_2$, при воспламенении которого развивается расчетное избыточное давление взрыва в помещении более 5 кПа, превышает 5 % от площади всех помещений.

Общими мерами по обеспечению пожаробезопасности при проведении технологических процессов являются [51]:

- замена опасных технологических операций менее опасными;
- изолированное расположение опасных технологических установок и оборудования;
- уменьшение количеств находящихся в производственных помещениях горючих и взрывоопасных веществ;
- предотвращение возможности образования горючих смесей в аппаратах, газопроводах, вентиляционных системах и др.;
- механизация, автоматизация и непрерывность производства;
- герметизация оборудования, мест соединений коммуникаций и аппаратуры, мест загрузки и выгрузки технологических аппаратов;

- строгое соблюдение стандартов и точное выполнение установленного технологического режима;
- предотвращение возможности появления в опасных местах источников зажигания;
- предотвращение распространения пожаров и взрывов.

Первичные средства пожаротушения и их местоположение должны быть согласованы с органами пожарного надзора.

При возникновении аварийной ситуации необходимо:

- сообщить руководству (дежурному);
- позвонить в аварийную службу или МЧС (101, 112);
- принять меры по ликвидации аварии в соответствии с инструкцией.

4.5 Микроклимат

Воздух рабочей зоны (микроклимат) производственных помещений определяют следующие параметры: температура, относительная влажность, скорость движения воздуха. Оптимальные и допустимые параметры характеристик микроклимата приведены в таблицах 20 и 21.

Таблица 20 – Оптимальные параметры микроклимата

Период года	Температура, °С	Относительная влажность, %	Скорость движения воздуха, м/с
Холодный и переходный	17–20	40–60	не более 0,2
Тёплый	20–23	40–60	не более 0,3

Таблица 21 – Допустимые параметры микроклимата

Период года	Температура, °С	Относительная влажность, %	Скорость движения воздуха, м/с
-------------	-----------------	----------------------------	--------------------------------

Холодный и переходный	15–21	40–60	не более 0,2
Тёплый	20–25	40–60	не более 0,3

К мероприятиям по оздоровлению воздушной среды в производственном помещении относятся: вентиляция и кондиционирование воздуха, отопление помещений. Вентиляция может осуществляться естественным и механическим путём. В помещение должны подаваться следующие объёмы наружного воздуха: при объёме помещения до 20 м³ на человека – не менее 30 м³ в час на человека; при объёме помещения более 40 м³ на человека и отсутствии выделения вредных веществ допускается естественная вентиляция [34].

Система отопления должна обеспечивать достаточное, постоянное и равномерное нагревание воздуха. В производственном цехе осуществляется механическая (искусственная) вентиляция. В зависимости от направления воздуха данная вентиляция является приточно-вытяжной, а по месту действия местной.

4.6 Вентиляция

Работы, осуществляемые в цехе получения поликристаллического кремния, требуют от научных сотрудников умственной и физической активности, т.е. производству присваивается категория средней тяжести работ. Температура в исследовательской зоне не изменяется, т.к. процесс протекает при комнатной температуре.

Производительность по кратности воздухообмена рассчитывается по формуле:

$$L = n \cdot S \cdot H, \quad (81)$$

где L – производительность по кратности воздухообмена, ч⁻¹;

n – кратность воздухообмена в производственном помещении (кратность воздухообмена для производственных помещений соответствует 5) [19];

S – площадь помещения, 5000 м²;

H – высота помещения, 25 м.

$$L = 5 \cdot 5000 \cdot 25 = 625000 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Для цеха общей площадью 5000 м² производительность по кратности воздухообмена должна составлять 625000 м³/ч. Данную производительность воздухообмена может обеспечить установка рекуперации ZENIT-6100 HECO SW со встроенной автоматикой, водяным нагревателем и смесительным узлом [35].

4.7 АС и ЧС в производстве

В таблице 22 представлены аварийные ситуации (АС), меры их предотвращения и меры ликвидации последствий АС в пределах рабочей зоны в процессе получения кремния солнечного качества.

Таблица 22 – Аварийные ситуации (АС), меры их предотвращения, меры ликвидации их последствий

Возможные АС	Меры предотвращения АС	Меры ликвидации последствий АС
Пожар	<p>Проведение ТО и ППР электроустановок и средств пожаротушения.</p> <p>Проведение первичных и повторных инструктажей.</p> <p>Проверка целостности электрооборудования перед началом работы.</p> <p>Оборудование помещения средствами пожаротушения и пожарной сигнализацией.</p>	<p>Отключить работающее оборудование установки;</p> <p>Обесточить установку.</p> <p>Оповестить о случившемся работающих вблизи.</p> <p>Сообщить о пожаре по телефону «01» или «112» и руководству.</p> <p>Принять посильные меры по ликвидации возгорания.</p> <p>Вызвать скорую медицинскую помощь по телефону 103.</p>

<p>Падение работающих с высоты собственного роста</p>	<p>Обеспечить достаточным освещением.</p> <p>Наличие знаков «Осторожно! Мокрый пол».</p> <p>Использовать средства для мытья полов, разработанные специально для данного типа покрытия.</p> <p>Инструктаж персонала.</p>	<p>Успокоить сотрудника, если он в сознании.</p> <p>Если сотрудник находится без сознания, необходимо проверить наличие пульса, проходимость дыхательных путей и западение языка.</p> <p>Осмотреть пострадавшего, стараясь не двигать части тела и не изменять их положение, на наличие кровотечений и принять меры для их остановки при обнаружении.</p> <p>Зафиксировать голову пострадавшего ладонями, либо обложить её рулонами из одежды, зафиксировать положение шеи, и до прибытия скорой помощи контролировать его состояние (пульс, дыхание, реакции и т.п).</p> <p>Вызвать скорую медицинскую помощь по телефону 103.</p>
<p>Разлив или выброс вредных веществ из-за нарушения целостности лабораторного (технологического) оборудования</p>	<p>Проведение планово-предупредительных ремонтов и технических осмотров технологического оборудования, вентиляции, проведение инструктажей.</p>	<p>Оценка ситуации, оповещение руководства, вызов спецслужб, обнаружение места опасности для работы персонала и ликвидация путем проведения ремонтных работ.</p> <p>Вызвать скорую медицинскую помощь по телефону 103.</p>
<p>Химический ожог</p>	<p>Знание основных свойств используемых и получаемых веществ, их действие на организм, правила работы с ними и на основе этого принять все меры для безопасности проведения работ.</p> <p>Все работы с ядовитыми и сильнопахнущими веществами, с концентрированными растворами кислот и</p>	<p>Пораженное место промокнуть фильтровальной бумагой, промыть проточной водой в течение 15 минут, затем наложить примочки 2 %-ного гидрокарбоната натрия (NaHCO₃) в случае ожога концентрированными кислотами, или 2 %-ным раствором уксусной, лимонной или борной</p>

	<p>щелочей, а также их упаривание, следует проводить только в вытяжном шкафу. Инструктаж персонала.</p>	<p>кислоты при ожогах щелочами. При ожоге плавиковой кислотой (HF) пораженное место промокнуть фильтровальной бумагой, промыть большим количеством проточной воды, погрузить на 10-15 мин. В 3 %-ный раствор NH₄OH. Затем наложить компресс с пастой, приготовленной из суспензии MgO. Если агрессивное вещество попало на кожу через одежду, то ткань следует разрезать ножницами, чтобы не увеличивать область поражения. В случае попадания на кожу разъедающего органического вещества необходимо обмыть ожог не проточной водой, а одним из органических растворителей (спирт, бензол). Затем наложить сухую асептическую повязку и направить пострадавшего в медицинский пункт. Вызвать скорую медицинскую помощь по телефону 103.</p>
<p>Поражение электрическим током</p>	<p>Проведение первичного и повторных инструктажей для работников. Допуск к работе только лиц, имеющих допуск по электробезопасности. Установка автоматических блокировочных систем. Наличие на приборах защитного заземления и систем защитного отключения. Наличие у работников индивидуальных средств защиты.</p>	<p>Сообщить о аварии в экстренные службы по телефону «112». По мере возможности освободить пострадавшего от воздействия поражающего фактора. Оказать первую помощь. Вызвать скорую медицинскую помощь по телефону 103. Оповестить руководство.</p>

	Наличие плакатов и знаков безопасности.	
--	---	--

4.8 Выводы по разделу

В разделе были рассмотрены вредные и опасные факторы при получении кремния солнечного качества:

- микроклимат;
- вредные вещества;
- электробезопасность;
- пожаро- и взрывобезопасность;
- вентиляция;
- производственное освещение.

Определено, что рабочая зона относится к категории А по взрыво- и пожаробезопасности и к III классу по электробезопасности. По микроклиматическим условиям работа персонала (оператора) относится к IIб категории, а по нормируемой освещенности – к V разряду.

Были описаны возможные чрезвычайные ситуации для процесса получения поликристаллического кремния в производственных условиях, а также разработаны меры по их предотвращению и ликвидации последствий.

5 Автоматизация технологической схемы

В настоящее время автоматизация стала неотъемлемой частью химической промышленности. Под этим термином понимают полную или частичную замену роли человека в управлении производством.

Так как человек имеет конечную скорость восприятия информационного объема, то ему требуется гораздо больше времени на её обдумывание, принятия правильного решения и выполнения соответствующих мероприятий. У оператора есть обязанность следить за протеканием процесса и максимально быстро оценивать обстановку, которая происходит в данный момент, а в случае необходимости принимать нестандартные решения, чтобы поддержать первоначально заданный режим. Поэтому теперь эксплуатация химических процессов без автоматизации не может существовать.

Автоматизация способна улучшить основные показатели эффективности производства, например, количество, качество, снижение себестоимости выпускаемой продукции и повышению производительности труда.

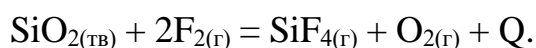
В рамках данной работы рассматривается процесс фторирования, который нуждается в поддержании определенных условий – температуре и концентрации реагентов, поэтому без автоматизации невозможна эксплуатация данного процесса.

Задача управления процессом фторирования – получение кремния с заданным содержанием примесей, контроль которых будет гарантировать дальнейшую эксплуатацию продукта в солнечной энергетике.

В промышленности фторирование проводят в пламенных реакторах различных конструкций.

4.1 Описание схемы автоматизации

Тонкоизмельченный диоксид кремния из контейнера 1 (или с помощью пневмотранспорта) поступает в загрузочный бункер 2 из которого шнеком с помощью электропривода подается в аппарат реакционный 3(рисунок 14). Элементарный фтор также поступает в верхнюю часть реактора фторирования по кольцевому зазору. За счет соприкосновения твердой и газообразной фаз происходит их почти мгновенное взаимодействие с громадным выделением тепла с образованием факела в верхней части реактора фторирования, температура в котором составляет 1100-1500 °С. Этот процесс описывается реакцией:



Превращение диоксида кремния в тетрафторид происходит с высокой полнотой, если поддерживается избыток не менее 10 % масс. элементарного фтора, а порошок диоксида кремния хорошо диспергируется в газовом потоке. Диспергирование порошка осуществляется вибрирующей насадкой с полочками или при помощи вращающегося вала с лопаточками, изображенного на рисунке 15, помещенного в верхней части трубы реактора фторирования.

Реактор фторирования работает при очень высокой температуре, однако его стенки охлаждаются с внешней стороны водой с помощью водяной рубашки. Температура воды в рубашке не превышает 80 °С, а температура стенок не превышает 135 °С. При таком температурном режиме стенок реактора не происходит их коррозия. Реакция фторирования проходит преимущественно в верхней части реактора, на длине 600-900 мм, поэтому эта часть реактора охлаждается с наибольшей интенсивностью. Охлаждающая рубашка разделена на четыре равные зоны. Каждая зона охлаждения автоматически регулируется при помощи терморпар, заделанных в стенку.

Из реактора фторирования пылегазовая взвесь поступает в механизм разгрузочный 4, представляющий собой горизонтальный аппарат с охлаждаемым изнутри водой шнеком. Шнек имеет сальниковые уплотнения и

приводится в действие электроприводом. Охлаждающая вода после охлаждения шнека сливается в камеру слива 7.

В процессе получения тетрафторида кремния происходит образование нелетучих фторидов примесей, содержащихся в исходном кварцевом песке, которые называются фторидным огарком. Его количество невелико, т.к. содержание примесей, образующих нелетучие фториды, в исходном кварцевом песке не превышает долей процента.

Из-за того, что диаметр разгрузочного механизма 4 примерно в 3 раза больше диаметра реактора фторирования 3 линейная скорость пылегазового потока резко падает и большая часть образовавшихся твердых частиц нелетучих фторидов выделяется из газового потока осаждаясь на поверхности охлаждаемого шнека или на дне разгрузочного механизма 4. Образовавшийся фторидный огарок шнеком разгрузочного механизма 4 перегружается в контейнер 6, находящийся под реактором 3.

Выходящий из механизма разгрузочного поток газов, содержащий тетрафторид кремния, избыток элементного фтора, кислород, азот и фториды летучих примесей направляют в осадительную камеру 5 для более полного удаления мелких частиц твердой фазы. По мере накопления эти частицы поступают в механизм разгрузочный 4 и из него – в контейнер нелетучего остатка 6. Затем предварительно очищенный пылегазовый поток направляют на охлаждение в теплообменник, в котором происходит охлаждение потока до 120 °С. Охлажденный пылегазовый поток пропускают через никелевый фильтр (из спеченного металлического порошка) для улавливания твердых частиц. Охлаждение необходимо, чтобы избежать повреждения пористого никелевого фильтра. В реакторе фторирования поддерживается давление 127 мм вод.ст. при помощи установленного на трубопроводе отфильтрованного газа автоматического вентиля с пневматическим приводом.

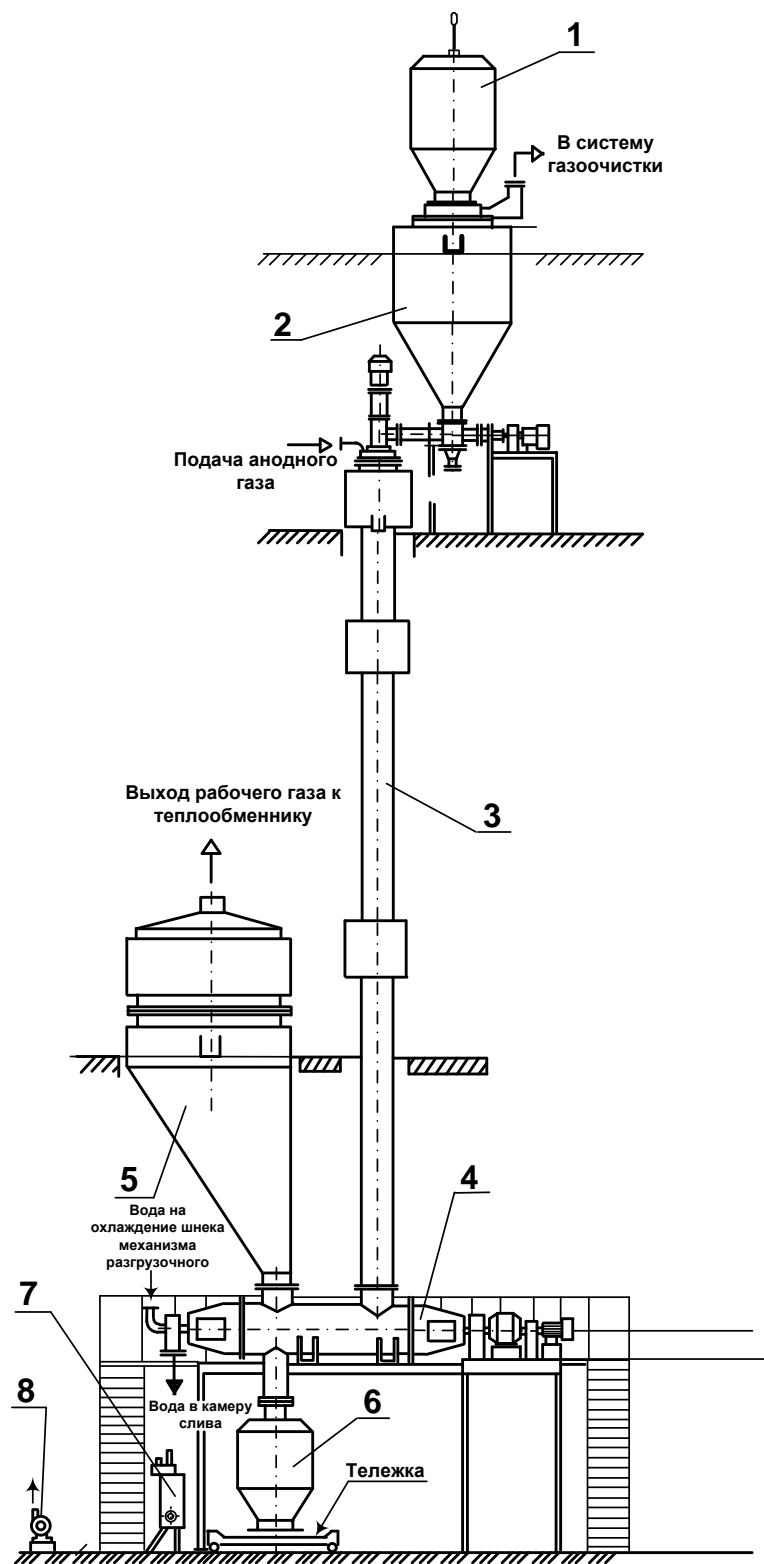


Рисунок 14 – Схема пламенного реактора для получения поликристаллического полупроводникового кремния: 1 – контейнер с исходным сырьем; 2 – бункер загрузочный; 3 – пламенный реактор; 4 – механизм разгрузочный; 5– расширитель; 6 – контейнер для нелетучего остатка; 7 – камера слива охлаждающей воды; 8 – насос водяной

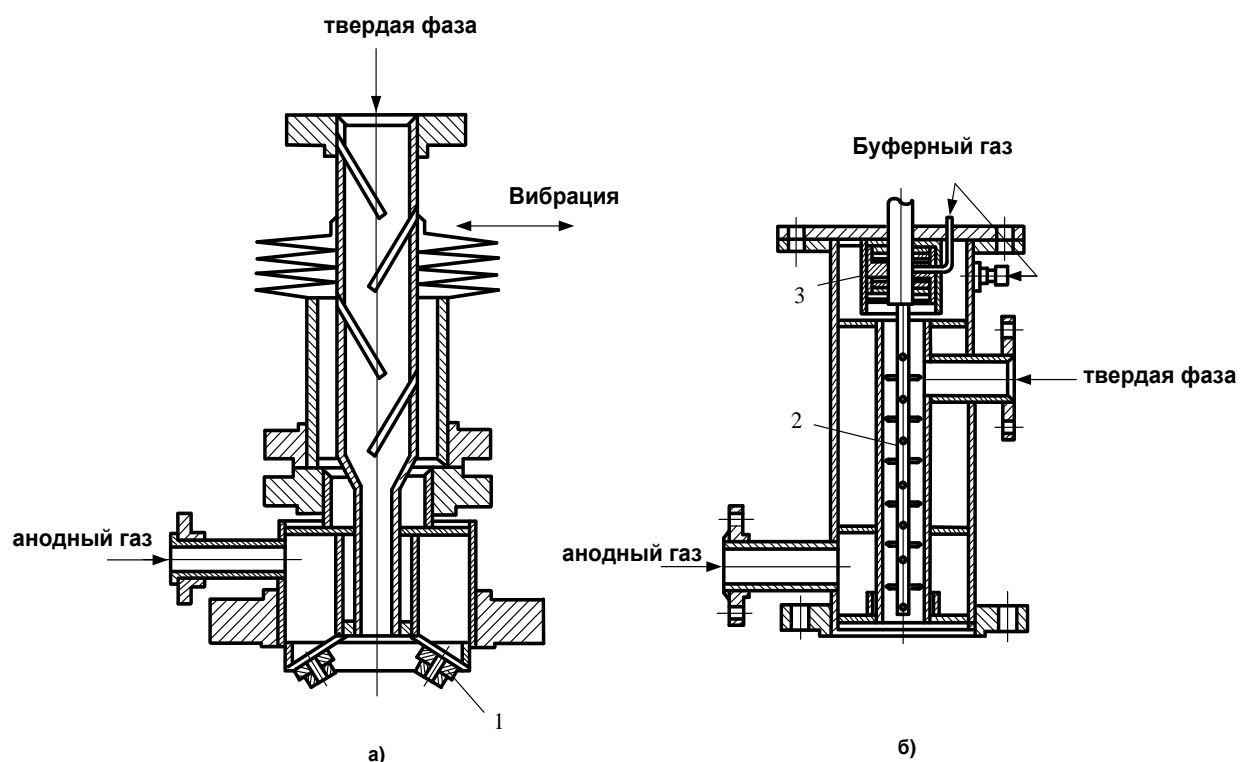


Рисунок 15 – Вибрационный (а) и ротационный (б) диспергаторы:

1 –форсунки; 2 – вращающийся вал; 3 – сальник

4.2 Определение контролируемых параметров

Технологические процессы современных промышленных установок характеризуются оптимальными значениями параметров, в ряде случаев критическими и сверхкритическими, малым допустимым диапазоном отклонения их от оптимальных значений, обеспечением определенного соотношения между ними. В ряде случаев даже небольшие отклонения параметров от их оптимальных значений могут существенно снизить КПД промышленной установки и даже привести к аварийной ситуации. В связи с этим при проектировании и эксплуатации промышленных установок в настоящее время исключительное значение придается вопросам обеспечения надежного контроля за ходом технологического процесса.

В свою очередь надежность и достоверность технологического контроля в значительной мере определяется качеством автоматизации.

Технологический контроль и управление процессом обеспечивает двухуровневая АСУТП. На первом уровне информация поступает от датчика на микропроцессорный контроллер МФК, который выдает управляющие сигналы на исполнительные механизмы. С МФК информация поступает на второй уровень – АРМ (автоматизированное рабочее место), а оттуда – технологу. На АРМ находится персональная электронная вычислительная машина (ПЭВМ), дисплей и приборы. На дисплее выводятся фрагменты мнемосхем, тренды изменения параметров, информация о технологическом процессе для оператора.

Контролируемыми параметрами в проектируемом процессе электролитического получения кремния для солнечной энергетики являются:

- расход газа, поступающего в пламенный реактор;
- температуры стенок пламенного реактора;
- давление газа при входе в пламенный реактор и на входах и выходах фильтров, насосов;
- масса исходного кварцевого песка в контейнерах с исходным сырьем;

Непрерывность процесса позволяет упростить схему его регулирования и автоматизировать ее. Контроль и управление процессом сводится к поддержанию постоянства рабочих параметров. В этом случае проявляются все преимущества непрерывного процесса.

Для качественного управления процессом в проектируемом процессе применяются вихревые расходомеры VEM 3100 “КРОНА”.

Регулируемые параметры контролируются с помощью расходомеров, и других приборов.

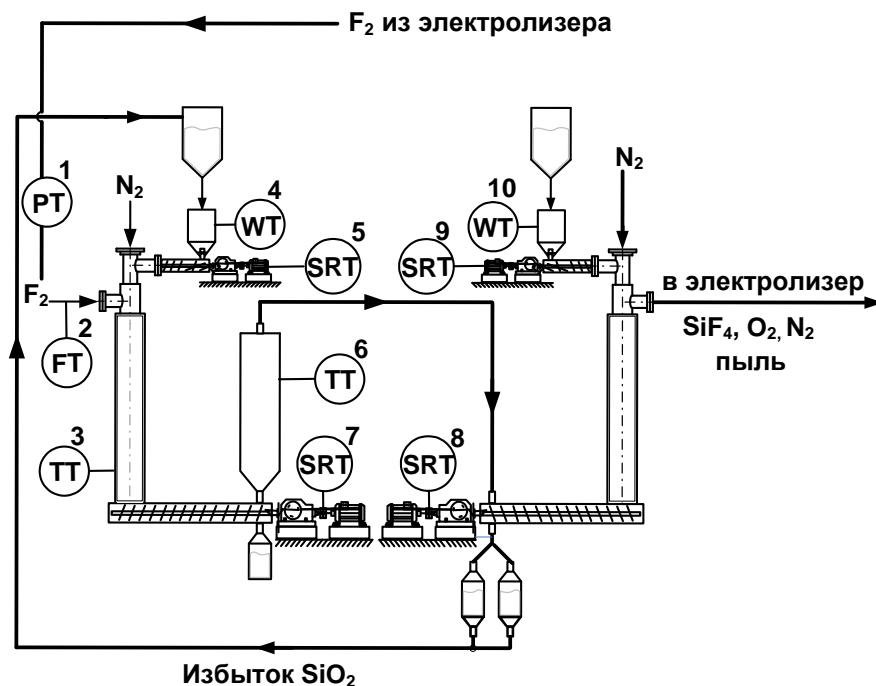


Рисунок 16 – Аппаратурно-технологическая схема процесса фторирования с датчиками управления и контролирования

1.1 Контрольно-измерительные приборы

4.3.1 Приборы для измерения расхода

В данном дипломном проекте для измерения расхода газа выбраны вихревые расходомеры и диафрагмовые, принцип работы – в трубопровод вставляют диафрагму, после прохождения диафрагмы образуется пространство кармана, в котором возникают вихри.

В нашем случае для измерения расхода газа применяем вихревой расходомер типа VFM 3100FT “Кроне”, Германия. Также используются газовые часы из никеля, которые вставляются в газовый поток.

4.3.2 Приборы измерения температуры

Для измерения температуры стенок реакторов и газа при выходе из нагревателя взяты термопары типа ТХА (хромель-алюмелевая), ТХК (хромель-копелевая), работающие по принципу – термоэлектрическому

эффекту в рабочем спае двух термоэлектрических проводников появляется термо-ЭДС, значение которой пропорционально температуре t рабочего спае. В месте соединения термоэлектрических проводников с другим металлом – медью при температуре свободных концов t_0 также возникает дополнительная термо-ЭДС, которую компенсируют в коробках компенсации температуры свободных концов или в контроллере по сигналу термопары, измеряющей температуру свободных концов.

Диапазоны применения термопар в °С:

ТХК -50...+600; ТХА -50...1000;

Термопары типа ТХК производит АО “Термико” (п. Менделеево), обеспечивающие диапазон измерения температуры от -50 °С до 600 °С.

4.3.3 Приборы для измерения давления

Для данного проекта были выбраны манометры МС – 2000 производитель завод “Манотомь” Томск.

4.3.4. Приборы для измерения веса

Используем силоизмерительный датчик 9035 ДСТ фирмы «Сибтемзоприбор» (г. Топки). От массы контейнера зависит скорость вращения шнекового питателя.

4.3.5. Пуск и останов технологического процесса

Пуск процесса фторирования осуществляется в следующей последовательности:

1) Исходный кварцевый песок из контейнеров 1 загружают в узлы подачи твердой фазы реакторов 2 и 4.

2) Подают твердую фазу в узел распыления твердой фазы противоточного реактора 2.

3) С помощью шнековой подачи подают твердую фазу в узел распыления пламенного реактора 4.

4) Одновременно в реактор 4 подают элементный фтор с 10% избытком относительно стехиометрии.

5) Непрореагировавшую твердую фазу (огарок) из шнекового реактора 5 выгружают в контейнер 7.

6) Газовую фазу из реакторов 4 и 5 подают в расширитель 6.

7) Из расширителя 6 газовую фазу подают в противоточный реактор 2.

8) Для обеспечения инертной атмосферы и предотвращения попадания влаги в реакторы 2 и 4 сальниковые уплотнения и шнековую подачу этих реакторов продувают азотом.

9) Твердую фазу из реактора 2 выгружают в бункеры 3, работающие попеременно.

Заключение

После анализа существующих методов получения кремния и выявления их преимуществ и недостатков, представлена принципиально новая фторидная технология получения кремния для солнечной энергетики, которая обеспечивает по сравнению с другими методами меньшее количество отходов производства, меньшую себестоимость целевого продукта, благодаря рециркуляции элементного фтора, высокую чистоту кремния, который можно использовать при конструировании элементов солнечных батарей. Данные преимущества являются существенными, так как высокая себестоимость полупроводникового поликристаллического кремния по существующим в настоящее время методам получения сдерживает темпы развития солнечной энергетики.

Представлены принципиальная и аппаратурная технологические схемы переработки кварцевого песка в полупроводниковый поликристаллический кремний. Проведены термодинамические исследования реакций фторирования кварцевого песка и реакций взаимодействия тетрафторида кремния и фторидов его примесей с электролитом.

По результатам термодинамических исследований реакций фторирования кварцевого песка элементным фтором и безводным фтороводородом в качестве фторирующего реагента выбран элементный фтор, так как изменение энергии Гиббса реакции образования тетрафторида кремния уменьшается при увеличении температуры при использовании в качестве фторирующего реагента элементного фтора, а при использовании в качестве фторирующего реагента безводного фтористого водорода изменение энергии Гиббса реакции образования тетрафторида кремния увеличивается.

Производство кремния по фторидной технологии является химически вредным и опасным вследствие использования чрезвычайно опасных веществ. По результатам анализа взрывопожарной и пожарной опасности здание цеха по производству кремния для солнечной энергетики относится к категории А. По

опасности электропоражения цех относится к особо опасным помещениям.
Разработаны мероприятия по защите от вредных и производственных факторов.

Проведен расчет технико-экономических показателей производства кремния.

Разработана схема контроля и управления аппаратами.

Список используемых источников

- 1 Елютин А.В. Тепловая модель реактора для получения поликремния водородным восстановлением SiHCl_3 / А.В. Елютин, Л.С. Иванов, Р.В. Иванов и др. – Текст : непосредственный // Материалы электронной техники. – 2006. – № 3. – С. 25-28.
- 2 Чапыгин А. М. Исследование физико-механических свойств порошков и пыли кремния / А.М. Чапыгин, В.А. Кожемякин, И.Ю. Петрова и др. – М.: Гиредмет, 2011. – С. 186-188.
- 3 Немчинова Н.В. Кремний: свойства, получение, применение / Н.В. Немчинова, В.Э. Клёц В. – Иркутск.: ИрГТУ, 2008. – С. 272.
- 4 Бровин Д.С. Одномерный подход к моделированию Siemens-процесса / Д.С. Бровин, А.А. Ловцюс, С.Н. Колгатин. Текст : непосредственный // Материалы электронной техники. – 2007. – №4. – С. 6-10.
- 5 Del Coso G. Temperature homogeneity of polysilicon rods in a Siemens reactor // I. Tobias, C. Canizo, A. Luque // The Journal of Crystal Growth. – 2007. – Vol. 299, № 37. – P. 165-170.
- 6 Погорелов В.Н. Оптимизация процесса получения поликристаллического кремния методом водородного восстановления трихлорсилана в замкнутом технологическом контуре / В.Н. Погорелов, В.П. Синельников, В.В. Стопкевич. – Текст : непосредственный // Цветная металлургия, 1999. – № 3 – С. 39-46.
- 7 Погорелов В.Н. Исследование оптимальных режимов процесса водородного восстановления кремния / В.Н. Погорелов, В.П. Синельников, В.В. Стопкевич. – Текст : непосредственный // Цветные металлы, 2007. – № 12 – С. 99-102.
- 8 Трубицин Ю.В. Изучение поведения многокомпонентной системы Si-H-Cl в процессе гидрирования тетрахлорида кремния /

Ю.В.Трубицин, С.В. Зверев, С.Л. Нагорный. – Текст : непосредственный // Складні системи і процеси, 2002. – № 2 – С. 54-61.

9 Аркадьев А.Д. Влияние давления на соотношение трихлорсилана и тетраоксида кремния в парогазовой смеси, образующейся в процессе прямого синтеза трихлорсилана / А.Д. Аркадьев, Ю.Н. Назаров, А.А. Кох и др.

– Текст : непосредственный // Цветные металлы, 2012. – № 7 – С. 62-64.

10 Иванов В.М. Перспективность создания замкнутого производства поликристаллического кремния / В.М. Иванов, Ю.В. Трубицин. – Текст : непосредственный // Материалы электронной техники, 2014. – № 4 – С. 233- 239.

11 Аркадьев А.А. Определение оптимального давления хлористого водорода при гидрохлорировании кристаллического кремния / А.А. Аркадьев, А.А. Кох, А.М. Чапыгин и др. – Текст : непосредственный // Цветные металлы, 2008. – № 5 – С. 42-43.

12 Клёц В.Э. Оптимизация карботермического процесса получения кремния в электродуговых печах / В.Э. Клёц, Н.В. Немчинова, Л.В. Черняховский. – Текст : непосредственный // Цветные металлы, 2001. – № 1 –С. 84-87.

13 Немчинова Н.В. Динамика поступления и распределения примесных элементов в кремнии высокой чистоты, получаемом карботермическим способом / Н.В. Немчинова, С.С. Вельский, В.А. Бычинский. – Текст : непосредственный // Материалы электронной техники, 2007. – № 4 – С. 11-15.

14 Немчинова Н.В. Базовая физико-химическая модель карботермической плавки кремния / Н.В. Немчинова, С.С Вельский, В.А. Бычинский. – Текст : непосредственный // Цветная металлургия, 2008. – № 4 –С. 56-63.

15 Nie Z. Optimization of effective parameters on Siemens reactor to achieve potential maximum deposition radius: An energy consumption analysis

and numerical simulation // Z. Nie, P.A. Ramachandran, Y. Hou // International Journal of Heat and Mass Transfer. – 2018. – Vol. 117, № 2. – P. 1083-1098.

16 Бочкарев Э.П. Извлечение цветных и редких металлов из отходов металлургического производства и нетрадиционных источников сырья с использованием кристаллизационных и сорбционных процессов / Э.П. Бочкарев, А.В. Елютин, Л.С. Иванов. – М.: Материалы I Всероссийской конференции по основам технологии кристаллов кремния, 1996. – С. 177.

17 Сивошинская Т.И. Переработка тетрахлорида кремния, образующегося в производстве полупроводникового кремния / Т.И. Сивошинская, И.В. Гранков, Ю.В. Шабалин, Л.С. Иванов. – М.: ЦНИИцветметэкономки и информации, 1983. – С. 43.

18 Иванов В. М. Применение способов гидрирования тетрахлорида кремния в технологии производства поликремния / В.М. Иванов, Ю.В. Трубицын. – Текст : непосредственный // Материалы электронной техники, 2010. – № 4 – С. 10-13.

19 Клёц В.Э. Карботермический способ получения кремния высокой чистоты / В.Э. Клёц, Н.В. Немчинова, Л.В. Черняховский. – Текст : непосредственный // Цветные металлы, 2001. – № 1 – С. 84-87.

20 Немчинова Н.В. Характер и влияние примесей в кремнии для солнечной энергетики // Электрометаллургия легких металлов / Н.В. Немчинова, С.Г. Донцова, В.Э. Клёц, Е.А. Гусева. – Иркутск: Электрометаллургия легких металлов, 2006. – С. 266-272.

21 Назаров Ю.Н. Оценка максимальной производительности реактора кипящего слоя для синтеза трихлорсилана / Ю.Н. Назаров, А.Д. Аркадьев, Т.М. Старобина и др. – Текст : непосредственный // Хлорная металлургия редких металлов, титана и кремния, 1986. – № 232 – С. 13-15.

22 Рейви К. Дефекты и примеси в полупроводниковом кремнии / Рейви К. – Москва: Мир, 1984. – С. 475.

23 Фалькевич Э.С. Технология полупроводникового кремния / Э.С. Фалькевич, Э.О. Пульнер, И.Ф. Червоный и др. – М.:

Металлургия, 1992. – 160 с.

24 Патент № 2373147 Российская Федерация, МПК C01B 33/107 (2006.01). Способ получения хлорсиланов, способ хлорирования содержащего двуокись кремния сырья и способ конверсии тетрахлорсилана в трихлорсилан

: № 2008107222 : заявл. 26.02.2008 : опубл. 20.11.2009 / А.В. Щепелев; заявитель А.В. Щепелев – 20 с. : ил. – Текст : непосредственный.

25 Патент № 2280010 Российская Федерация, МПК C01B 33/107 (2006.01). Способ получения трихлорсилана : № 2004136121 : заявл. 10.12.2004 : опубл. 20.07.2006 / А.В. Елютин, Ю.Н. Назаров, А.М. Чапыгин; заявитель ФГУП «Государственный научно-исследовательский и проектный институт редкометаллической промышленности» – 22 с. : ил. – Текст : непосредственный.

26 Рикатков О.М. Технология выплавки технического кремния / С.В.Архипов, О.М. Катков, Е.А. Руш и др. – Иркутск.: Кремний, 1999. – С. 245.

27 Толстогузов Н.В. Теоретические основы восстановления кремния / Толстогузов Н.В. – Новокузнецк.: КузПИ, 1990. – С. 100.

28 Немчинова Н.В. Исследования фазового состава примесей рафинированного металлургического кремния / Н.В. Немчинова. – Текст : непосредственный // Вестник ИрГТУ, 2007. – № 2 – С. 30-35.

29 Nemchinova N.V. High-purity metallurgical silicon as base element for solar energy // N.V. Nemchinova, S.S. Belsky, B.A. Krasin // European journal of Natural History. – 2006. – № 4. – P. 95-96.

30 Российская Федерация. Законы. Об утверждении СанПиН 1.2.3685-21. Гигиенические нормативы и требования к обеспечению безопасности и (или) безвредности для человека факторов среды обитания : постановление N 2 от 28 января 2021 года. – Москва : Кодекс, 2021. – 988 с. – Текст : электронный.

31 ГОСТ 12.1.004-91. Система стандартов безопасности труда (ССБТ). Пожарная безопасность. Общие требования = Occupational safety standards system. Fire safety. General requirements : межгосударственный стандарт : издание официальное : утвержден и введен в действие Постановлением Государственного комитета СССР по стандартам от 14.06.97 г. N 875 : дата введения 1992-07-01. – Москва : Стандартиформ, 2006. – 68 с. – Текст : электронный.

32 СП 12.13130.2009. Определение категорий помещений, зданий и наружных установок по взрывопожарной и пожарной опасности (с Изменением N 1) = Determination of categories of rooms, buildings and external installations on explosion and fire hazard : свод правил : издание официальное : утвержден Приказом МЧС России от 25 марта 2009 г. N 182 : дата введения 2009-05-01 / М.: ФГУ ВНИИПО МЧС России, 2009. – 31 с. – Текст : электронный.

33 ГОСТ Р 12.4.275-2014. Система стандартов безопасности труда. Средства индивидуальной защиты органа слуха. Общие технические требования. Методы испытаний = Occupation safety standards system. Personal hearing protective equipment. General technical requirements. Test methods : межгосударственный стандарт : издание официальное : введен в действие Приказом Федерального агентства по техническому регулированию и метрологии от 26 ноября 2014 г. N 1809-ст : дата введения 2015-12-01. – М: Стандартиформ, 2015. – 39 с. – Текст : электронный.

34 ГОСТ 26568-85. Вибрация. Методы и средства защиты. Классификация = Vibration. Methods and means of protection. Classification : государственный стандарт союза ССР : издание официальное : введен в действие постановлением Государственного комитета СССР по стандартам от 26 июня 1985 г. N 1924: дата введения 1987-01-01. – М: Издательство стандартов, 1987. – 17 с. – Текст : электронный.

35 ГОСТ 12.1.019–2017. Система стандартов безопасности труда (ССБТ). Электробезопасность. Общие требования и номенклатура видов

защиты = Occupational safety standards system. Electrical safety. General requirements and nomenclature of types of protection : межгосударственный стандарт: издание официальное : введен в действие Приказом Федерального агентства по техническому регулированию и метрологии от 7 ноября 2013 г. N 941-ст : дата введения 2019-01-01. – Москва : Стандартиформ, 2019. – 22 с. – Текст : электронный.

