

Федеральное государственное автономное
образовательное учреждение
высшего образования
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»
Инженерно-строительный
институт
«Инженерные системы зданий и сооружений»
кафедра

УТВЕРЖДАЮ
Заведующий кафедрой
А.И. Матюшенко
подпись инициалы, фамилия

«__» _____ 2019 г.

БАКАЛАВРСКАЯ РАБОТА

20.03.02 «Природообустройство и водопользование»
код и наименование специальности (специализации), направления

Реконструкция систем очистки сточных вод, содержащих ионы
тяжелых металлов
наименование темы

Пояснительная записка

Научный руководитель _____
подпись, дата

д.к. ИСЗиС, к.т.н
должность, ученая степень

Т.А. Курилина
инициалы, фамилия

Выпускник _____
подпись, дата

Д.Д. Добровольская
инициалы, фамилия

Нормоконтролер _____
подпись, дата

Т.А. Курилина
инициалы, фамилия

Красноярск 2019

РЕФЕРАТ

Выпускная квалификационная работа по теме «Реконструкция систем очистки сточных вод, содержащих ионы тяжелых металлов» изложена на 179 страницах основного текста, включающих 53 рисунка и 23 таблиц. Работа состоит из введения, пяти разделов, заключения, списка используемых источников из 37 наименований и 4 листов графического материала.

ГАЛЬВАНИЧЕСКОЕ ПРОИЗВОДСТВО, ИОНЫ ТЯЖЕЛЫХ МЕТАЛЛОВ, СТОЧНЫЕ ВОДЫ, ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА, РЕАГЕНТ-ОСАДИТЕЛЬ.

Объект исследования – сточные воды содержащие ионы Cu (II), Ni (II) и Zn (II).

Цель данной работы – разработка современной схемы по обезвреживанию данных стоков в экономически выгодных условиях.

Задачи работы:

- качественный литературный обзор современных методов обезвреживания сточных вод гальванического производства;
- построить математические модели обезвреживания сточных вод, содержащих ионы тяжелых металлов для оптимизации прогнозирования процесса очистки стоков при разных заданных режимах;
- определить свойства, элементный и фазовый состав образующегося осадка для разработки схемы утилизации получаемого осадка;
- найти оптимальные параметры для разработки современной схемы очистки стоков, содержащих ионы тяжелых металлов с использованием реагента-осадителя Amersep MP7.

Достоверность полученных результатов подтверждаются тем, что проведенные исследования выполнялись при использовании рототабеного планирования эксперимента, качество сточных вод контролировалось по стандартным методикам с применением современных приборов и оборудованием, обеспечивающих требуемую точность и надежность результатов измерения.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	5
1. Современные методы очистки сточных вод гальванического производства	6
1.1. Характеристика сточных вод, образующихся в гальваническом производстве.....	28
2. Исследование процесса реагентной обработки стоков гальванического производства.....	32
3. Исследование состава осадка, образующегося при обезвреживании металлосодержащих сточных вод реагентом-осадителем.....	59
3.1. Проблемы и способы утилизации гальваношламов	69
4. Технологический расчет основных схем обезвреживания сточных вод гальванического производства	71
4.1. Технологическая схема очистки металлосодержащих сточных вод с использованием гальванокоагулятора	75
4.1.1. Расчет усреднителя	78
4.1.2. Расчет фильтра грязевика.....	81
4.1.3. Подкисление воды.....	82
4.1.4. Гальванокоагулятор	84
4.1.5. Подщелачивание воды.....	88
4.1.6. Расчет вертикального отстойника со встроенной камерой хлопьеобразования.....	89
4.1.7. Расчет тонкослойных элементов	97
4.1.8. Скорый фильтр с зернистой загрузкой	100
4.1.9. Отвод воды при промывке фильтров	105
4.1.10. Резервуар чистой воды	111
4.1.11. Шламоуплотнитель	112
4.1.12. Подбор центрифуги.....	114
4.1.13. Обработка загрязненной воды	115
4.1.14. Горизонтальный отстойник с тонкослойными модулями	115
4.1.15. Расчет тонкослойных элементов	120
4.2. Технологическая схема очистки металлосодержащих сточных вод с использованием электрокоагулятора.....	123
4.2.1. Расчет электролизёра с железными анодами	126
4.3. Технологическая схема очистки металлосодержащих сточных вод ионнообменным методом.....	133
4.4.1. Резервуар сбора воды после фильтров.....	136

4.4.2. Расчет катионитовых фильтров	136
4.4.3. Расчет анионитовых фильтров.....	139
4.4. Технологическая схема очистки металлосодержащих сточных вод с использованием реагентной обработки	145
4.4.1. Расчет дозы коагулянта	147
5. Технико-экономическое обоснование для выбора рационального метода обезвреживания сточных вод гальванического производства	148
5.1. Расчет годовых эксплуатационных затрат.....	154
5.2. Расчет приведенных затрат	163
5.3. Сравнение годовых эксплуатационных затрат.....	164
5.4. Технико-экономический анализ сравниваемых вариантов очистки металлосодержащих сточных вод	168
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	175
СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ	176

ВВЕДЕНИЕ

Вопрос экологии и охраны природы в нашей стране имеет одно из важнейших социальных и экономических значений.

В Конституции РФ сказано: «В интересах настоящего и будущих поколений в РФ принимаются необходимые меры для охраны и научно-обоснованного, рационального использования земли и её недр, растительного и животного мира, сохранение в чистоте воздуха и воды, обеспечения воспроизводства природных богатств и улучшения окружающей человека среды».

Задачей данной работы является разработка технологии очистки сточных вод, образующихся в гальванических производствах для системы использования сточных вод в обороте.

Гальваническое производство характеризуется особой токсикологической опасностью образующихся сточных вод и отработанных технологических растворов. Основными требованиями, предъявленными к системам обезвреживания и отчистки сточных вод, является не только высокий эффект отчистки от ионов тяжелых металлов, но и возможность создания оборотных схем водного хозяйства, исключающий загрязнение окружающей среды. К другим требованиям, которыми должно отвечать современные очистные сооружения: компактность, устойчивость, в работе при значительных колебаниях содержание загрязняющих веществ в исходной воде, высокий уровень автоматизации, минимальные материалоемкость, энергоемкость, потребление реагентов, простота обслуживания и эксплуатации, что дает возможность их применения на действующих предприятиях, где испытывается дефицит площади.

Разработанная технологическая схема включает в себя ряд сооружений, обеспечивающих очистку сточных вод. Схема удовлетворяет требованиям к качеству оборотной и сбрасываемой в канализацию сточной воды.

1. Современные методы очистки сточных вод гальванического производства

Очистка производственных сточных вод от тяжелых металлов имеет очень важное значение. Попадая вместе со сточными водами в водоем, тяжелые металлы губительно действуют на флору и фауну, ухудшают органолептические свойства воды, тормозят процессы самоочищения водоема. Отведение тяжелых металлов из сточных вод в канализационные сети городов приводит к нарушению процессов биологической очистки и накоплению ионов металлов в органических осадках, создавая сложности при их утилизации и складировании. К настоящему времени разработаны и внедрены в практику различные способы очистки воды от тяжелых металлов: химические (реагентные), биологические, электрохимические, мембранные, сорбционные и флотационные [1,2].

Биологические методы

Живые организмы в ходе длительной эволюции приспособились к присутствию небольшого количества тяжелых металлов в среде и вовлекли некоторые из них в важные метаболические процессы. Поэтому появилась возможность использовать эти организмы для очистки сточных вод от тяжелых металлов.

Биологический способ очистки тяжелых металлов сточных вод характеризуется следующими преимуществами: непрерывность процесса, удаляется большое количество ионов металлов и переводится в осадок, снижение эксплуатационных затрат по сравнению с химическими и физико-химическими [3].

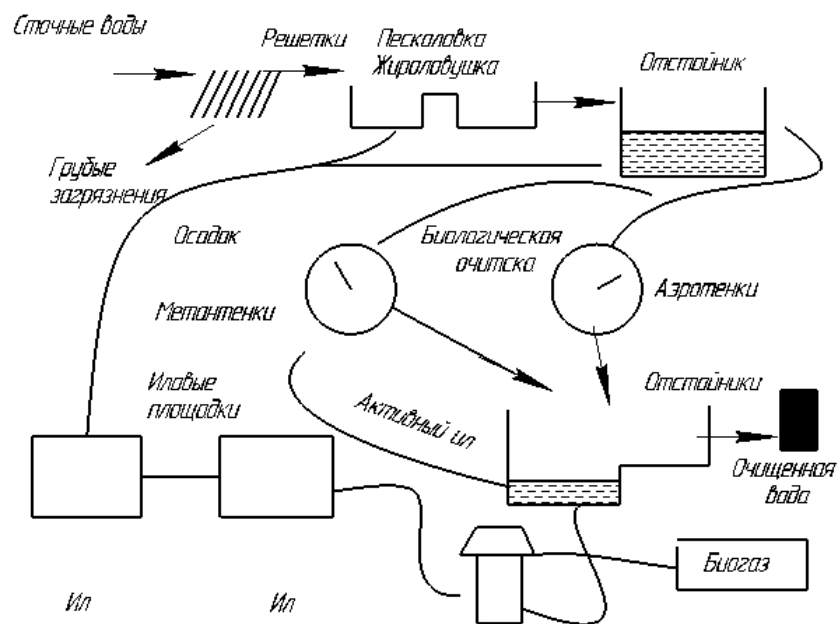


Рисунок 1.1 – Схема биологической очистки

Недостатком способа является то, что микроорганизмы не всегда или трудно приспосабливаются к изменению состава сточных вод и повышению концентрации токсичных компонентов.

В связи с этим наиболее перспективным представляется использование биосорбционных процессов для очистки сточных вод гальванических производств. Сущность биосорбции заключается в объединении во времени и пространстве сорбции загрязнений из сточных вод сорбентом и биохимического потребления компонентов сточных вод микроорганизмами, развивающимися на поверхности сорбента. При этом не исключается возможность биорегенерации сорбента. Активированные угли значительно снижают нагрузку на активную биомассу.

В качестве сорбентов можно использовать гранулированный активный уголь (ГАУ) марки СКТ [4].

Учитывая высокую поглотительную способность гранулированного активного угля по отношению к ионам тяжелых металлов, можно сделать вывод о снижении токсичности влияния ионов на активный ил при совместном использовании сорбционного и биологического процессов. Применение

биосорбции значительно сокращает время очистки (в 4,0-1,9 раза) по сравнению с биологической очисткой при той же концентрации стоков.

Очистка сточных вод от ионов тяжелых металлов с помощью экстракции и мембранной технологии не нашла широкого применения в связи с периодичностью и высокой трудоемкостью проведения операций.

Электрохимические методы. Электрокоагуляция

Одним из перспективных для очистки сточных вод от ионов тяжелых металлов является электрокоагуляция, которая позволяет корректировать физико-химические свойства обрабатываемой воды, концентрировать и извлекать из нее ценные металлы. Электрокоагуляция применяется при любых значениях pH сточных вод.

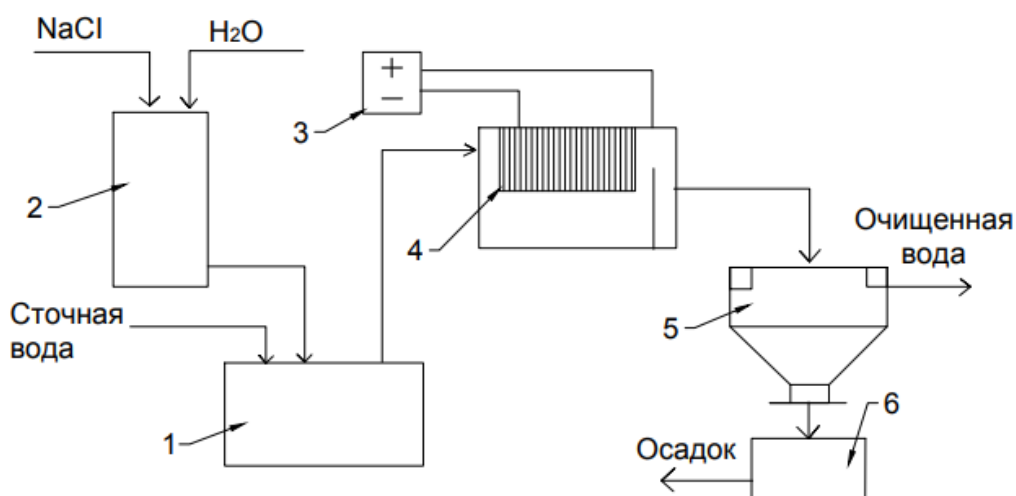


Рисунок 1.2 – Схема электрокоагуляционной установки: 1 – усреднитель; 2 – бак для приготовления раствора; 3 – источник постоянного тока; 4 – электрокоагулятор; 5 – отстойник; 6 – аппарат для обезвоживания осадка

Среди современных методов, обеспечивающих эффективное удаление ионов тяжёлых металлов из загрязненных водных объектов, особая роль принадлежит технологиям, основанным на физико-химических процессах.

Как правило, эти технологии обладают неоспоримыми преимуществами при решении многих задач обеспечения чистоты окружающей среды. К физико-химическим методам относятся электрохимические обработки стоков. Одним из наиболее эффективных методов является электрохимическая коагуляция. К основным преимуществам этого метода относятся высокая степень извлечения ионов тяжелых металлов, компактность установки для осуществления процесса электрокоагуляции, получение шлама с хорошими структурно-механическими свойствами [5].

В основе метода электролитической коагуляции лежат процессы анодного и катодного растворения металлов.

Очистка сточных вод от ионов тяжелых металлов, включающая их обработку в поле гальванического элемента с последующим отстаиванием и отделением осадка, отличается тем, что гальванохимическую обработку проводят в одну стадию с использованием смеси железной и медной стружки. При отстаивании проводят корректировку рН до 6,9-7,3, нагрев до 85-95 °С и выдерживание при этой температуре в течение 7-10 мин, отделение малообъемного тонкодисперсного кристаллического осадка [6].

Таким образом, применение электродов с развитой поверхностью в процессах электрохимического извлечения ионов тяжелых металлов из сточных вод является наиболее перспективным, так как он является безреагентным, легко управляется и уменьшает концентрацию взвешенных веществ осаждением.

Мембранные электролизеры получили широкое распространение в практике водоочистки. Они работают на принципе электрохимического источника тока. С помощью электролизеров достигается уменьшения концентраций взвешенных веществ осаждением в католите и анолите.

Установлена возможность безреагентной очистки сточных вод от тяжелых металлов фильтрованием воды в мембранном электролизере [7].

Применение электродов с развитой поверхностью в процессах электрохимического извлечения ионов тяжелых металлов из сточных вод при

контролируемом потенциале катода позволяет выделить ионы тяжелых металлов до остаточных концентраций ниже 0,1 мг/л – ПДК ионов тяжелых металлов в воде. Применение данного метода является наиболее перспективным, так как он является безреагентным, легко управляется [8].

Достоинства метода

- 1) Высокая очистка до требований ПДК.
- 2) Достаточно высокая производительность.
- 3) Простота эксплуатации.
- 4) Небольшие занимаемые площади.
- 5) Малая чувствительность к изменениям параметров процесса.
- 6) Получение шлама с хорошими структурно-механическими свойствами.

Недостатки метода

- 1) Не достигается ПДК при сбросе в водоемы рыбохозяйственного назначения.
- 2) Достаточно большой расход электроэнергии.
- 3) Значительный расход металлических растворимых анодов.
- 4) Невозможность извлечения из шлама тяжелых металлов из-за высокого содержания железа.
- 5) Невозможность возврата воды в оборотный цикл из-за повышенного содержания солей.
- 6) Потребность в значительных площадях для шламоотвалов.

Электрофлотация

Кроме электрокоагуляции для очистки сточных вод от ионов тяжелых металлов целесообразно применять электрофлотацию с нерастворимыми анодами, в процессе которой частицы загрязняющих веществ из жидкости переносятся на ее поверхность пузырьками газа, образующимися при электролизе воды [9].

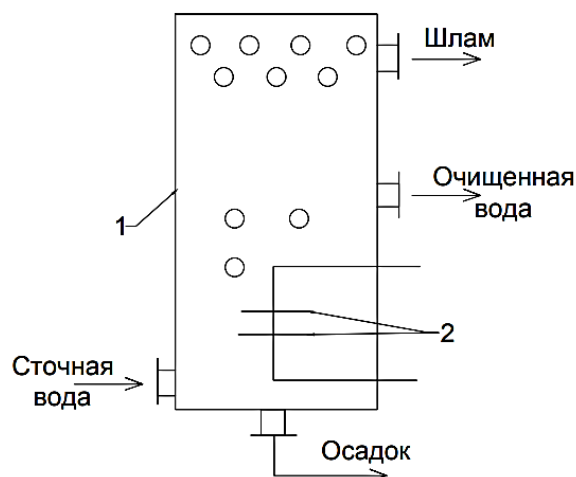


Рисунок 1.3 – Схема однокамерной электрофлотационной установки: 1 – корпус; 2 – электроды

На аноде возникают пузырьки кислорода, а на катоде водорода. Поднимаясь в сточной воде, эти пузырьки флотируют взвешенные частицы.

При использовании растворимых электродов происходит образование хлопьев коагулянтов и пузырьков газа, что способствует более эффективной флотации.

Электрофлотация основывается на прилипанию к газовым пузырькам, образующимся при электролизе сточной воды, частиц соединений металлов эмульгированных в воде ионов тяжелых металлов с последующим извлечением их в пенный слой.

При электрофлотации происходят уменьшение объема и снижение влажности извлекаемых веществ. Сравнение с другими методами показывает, что степень извлечения загрязняющих веществ повышается на 5-25%, а время очистки уменьшается в 2-7 раз. Кроме того, удельный расход электроэнергии при этом невелик и составляет от 0,05 до 0,1 кВт·ч на 1 м³ очищаемой жидкости.

Инновационным инженерно-техническим решением при строительстве новых, техническом перевооружении и реконструкции существующих водоочистных систем может стать применение электрофлотации вместо традиционного оборудования в виде отстойников, смесителей, камер

хлопьеобразования и уплотнителей осадка аппарата, совмещающего электрохимические процессы водоочистки. Это позволит повысить эффективность очистки, упростить техническое обслуживание и сократить производственные площади под размещение водоочистного оборудования [10].

За счет усовершенствования электрохимических (электрофлотомембранных и электромембранных) установок, позволяющих очищать сточную воду от анионов и ионов тяжелых металлов, возвращать до 95 – 98 % очищенной воды на технологические нужды и рекуперировать щелочь и кислоту. При использовании этих установок достигается экономический эффект [11].

Достоинства метода

- 1) Очистка до требований ПДК.
- 2) Незначительный расход реагентов.
- 3) Простота эксплуатации.
- 4) Малые площади, занимаемые оборудованием.
- 5) Возможность очистки от жиров, масел и взвешенных частиц.
- 6) Высокая сочетаемость с другими методами.
- 7) Отсутствие вторичного загрязнения.

Недостатки метода

- 1) Незначительное (до 30%) снижение общего солесодержания очищаемых стоков.
- 2) Аноды из дефицитного материала.
- 3) Необходимость разбавления концентрированных вод.
- 4) Большой расход электроэнергии.

Мембранные методы

Способы мембранного разделения, применяемые в технологии выделения цветных металлов из сточных вод гальванопроизводства, условно разделяются на микрофильтрацию, ультрафильтрацию, обратный осмос, испарение через

мембраны, диализ, электродиализ. Самые большие успехи в отношении эффективности и технологичности выделения цветных металлов достигнуты при применении обратного осмоса, ультрафильтрации и электродиализа [12].

Альтернативным решением, [13] которое дает возможность обеспечить стабильные показатели качества очистки, является использование баромембранных процессов: микрофильтрации и ультрафильтрации. Фильтрат, полученный на установке с полуволоконными мембранами, можно использовать для хозяйственно-питьевых нужд.

Метод обратного осмоса

Обратным осмосом и ультрафильтрацией называют процессы фильтрования растворов через полупроницаемые мембраны под давлением, превышающим осмотическое давление. Мембраны пропускают молекулы растворителя, задерживая растворенные вещества. При обратном осмосе выделяются частицы (молекулы, гидратированные ионы), размеры которых не превышают размеров молекул растворителя. При ультрафильтрации размер отдельных частиц на порядок больше [14].

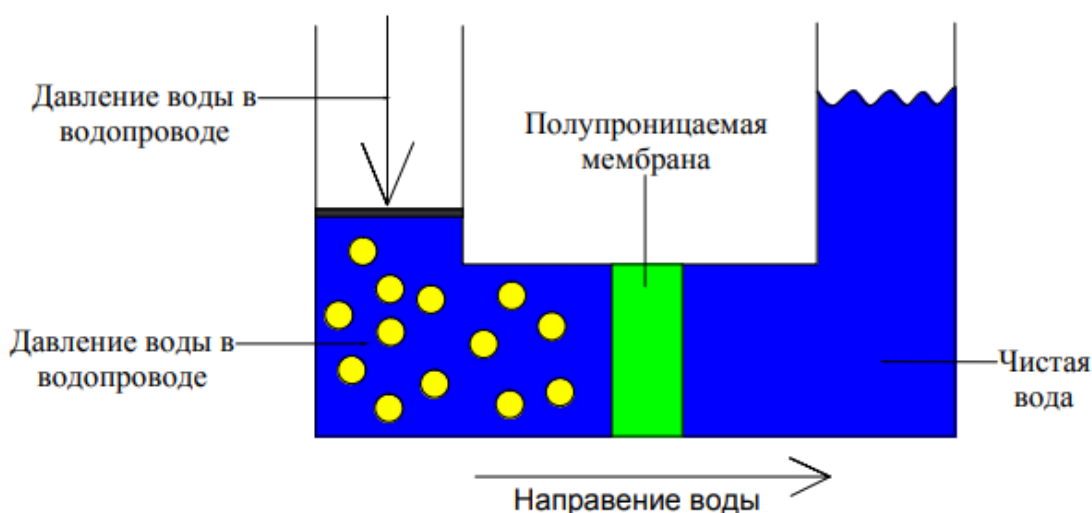


Рисунок 1.4 – Схема работы установки с методом обратного осмоса

От обычной фильтрации такие процессы отличаются отделением частиц меньших размеров. Давление, необходимое для проведения процесса обратного осмоса (6-10 МПа) значительно больше, чем для проведения процесса ультрафильтрации (0,1-0,5 МПа).

Известно, что при обратном осмосе степень извлечения хрома равна 94-95%. Отмечено, что с ростом рН скорость фильтрования уменьшается в 3-4 раза, а при более низких рН срок службы мембран уменьшается [15].

Достоинства метода

- 1) Возможность очистки до требований ПДК.
- 2) Возврат очищенной воды до 60% в оборотный цикл.
- 3) Возможность утилизации тяжелых металлов.

Недостатки метода

- 1) Необходимость предварительной очистки сточных вод от масел, ПАВ, растворителей, органики, взвешенных веществ.
- 2) Дефицитность и дороговизна мембран.
- 3) Сложность эксплуатации, высокие требования к герметичности установок.
- 4) Большие площади, высокие капитальные затраты.
- 5) Чувствительность мембран к изменению параметров очищаемых стоков.

Метод электродиализа

Электродиализ – процесс переноса ионов через мембрану под действием приложенного электрического напряжения. Для очистки сточных вод этим методом используют электрохимически активные ионитовые мембраны.

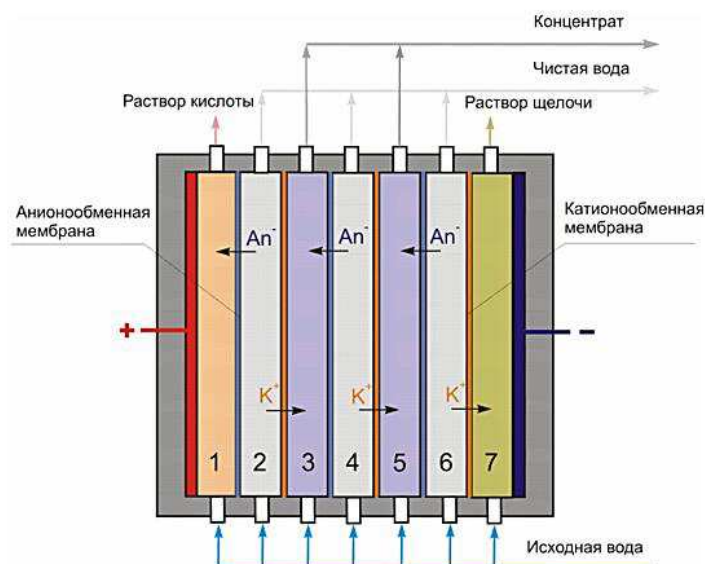


Рисунок 1.5 – Схема работы электродиализной установки с чередующимися катионообменными и анионообменными мембранами

Поскольку метод электродиализной очистки сточных вод, содержащей ионы тяжелых металлов, позволяет обрабатывать как малоконцентрированные стоки, так и отработанные электролиты и тем самым создавать замкнутые системы водооборота в гальваническом производстве, этот метод за рубежом приобретает все более широкое распространение, несмотря на его сравнительно высокую стоимость, затраты электроэнергии и материалов и, как недостаток, технологии-явление концентрационной поляризации, приводящей к осаждению солей на поверхности мембраны и тем самым снижению эффекта очистки.

Преимуществом электродиализа является возможность деминерализации разбавленных электролитов одновременно с получением концентрированного раствора, из которого может быть произведен товарный продукт в виде раствора соли или его гидроксида. Этот метод осуществляется без применения реагентов, а также регенерации и замены элементов оборудования, что является необходимым при использовании сорбционных методов. Экономическая эффективность этого метода определяется расходом электроэнергии на процесс деминерализации [16].

Величина электромиграционного переноса ионов, определяющая проходящий через систему электрический ток, находится в прямой зависимости от приложенного напряжения. Основные потери напряжения происходят в камерах опреснения, в которых концентрация электролита снижается за счет переноса ионов электролита в камеры концентрирования. Существенное снижение концентрации происходит в примембранных диффузионных слоях диализатной камеры вследствие концентрационной поляризации, обусловленной различием чисел переноса ионов в объеме раствора и в мембране [17]. Уменьшению перепада концентраций в объеме раствора и в примембранном диффузионном слое способствует принудительная конвекция–интенсивное перемешивание электролита, а также заполнение диализатной камеры ионопроводящим веществом.

В гальваническом производстве целесообразно устанавливать локальные системы с применением ванн улавливания и электромембранными устройствами.

Организация локальной системы водоснабжения предусматривает периодическую дополнительную обработку промывной воды, направленную в основном на снижения содержания растворенных солей и последующий возврат ее на стадию промывки деталей или подпитки ванн улавливания.

Очищенная промывная вода по своим физико-химическим показателям удовлетворяет требованиям ГОСТ 9.314-90 для воды второй категории, которая может быть использована при промывке деталей при приготовлении электролитов в операциях подготовки поверхности деталей к покрытию.

Локальные системы водоснабжения могут размещаться рядом с гальванической линией или встраиваться в технологическую цепочку.

Новизна разработанных технических решений и приемов состоит в применении новых способов, обеспечивающих локализацию химически опасных жидких отходов гальванического производства за счет использования экологически обоснованных маловодных схем промывки изделий и деталей от электролитов и растворов с применением каскада из ванн улавливания, подбора

оптимальных технологических режимов, конструктивных решений электромембранных процессов и организации локальной системы водоснабжения в целом.

Тип устанавливаемой локальной системы водоснабжения зависит от предприятия, существующей инфраструктуры, а также от вида технологического процесса [18].

Достоинства метода

- 1) Возможность очистки до требований ПДК.
- 2) Возврат очищенной воды до 60 % в оборотный цикл.
- 3) Возможность утилизации ценных компонентов.
- 4) Простота конструкций аппаратуры.

Недостатки метода

- 1) Необходимость предварительной очистки стоков от масел, ПАВ, органики, растворителей, солей жесткости, взвешенных веществ.
- 2) Значительный расход электроэнергии.
- 3) Дефицитность и дороговизна мембран.
- 4) Сложность эксплуатации.

Сорбционные методы

Один из эффективных и технологически простых способов удаления тяжелых металлов из сточных вод – сорбция. Ее можно условно поделить на три разновидности:

- 1) сорбция на активированном угле (адсорбционный обмен);
- 2) сорбция на ионитах (ионный обмен);
- 3) комбинированный метод.

Адсорбционный метод является одним из эффективных методов извлечения цветных металлов из сточных вод гальванопроизводства. В качестве сорбентов используют ионно-обменные смолы, активные угли, семена бобовых культур, древесные опилки, а также резиновую крошку и шинный кокс.

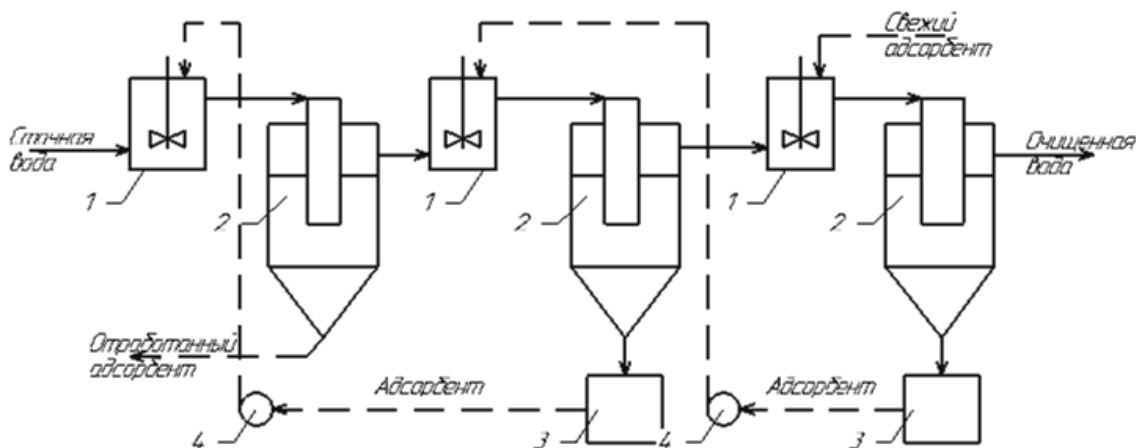


Рисунок 1.6 – Схема противоточной адсорбционной установки: 1 – смесители; 2 – отстойники; 3 – приемники адсорбента; 4 – насосы

Минеральные сорбенты – глины [19], силикагели, алюмогели и гидроксиды металлов для адсорбции хрома из сточных вод используются мало, так как энергия взаимодействия их с молекулами воды велика – иногда превышает энергию адсорбции.

Наиболее универсальными из адсорбентов являются активированные угли, однако они должны обладать определенными свойствами:

- слабо взаимодействовать с молекулами воды и хорошо с органическими веществами;
- быть относительно крупнопористыми;
- иметь высокую адсорбционную емкость;
- обладать малой удерживающей способностью при регенерации;
- иметь высокую прочность;
- обладать высокой смачиваемостью;
- иметь малую каталитическую активность;
- иметь низкую стоимость.

Процесс адсорбционного извлечения ионов тяжелых металлов из сточных вод ведут при интенсивном перемешивании адсорбента с раствором, при фильтровании раствора через слой адсорбента или в псевдоожиженном слое на установках периодического и непрерывного действия. При смешивании

адсорбента с раствором используют активированный уголь в виде частиц диаметром 0,1 мм и меньше. Процесс проводят в одну или несколько ступеней [20].

Полученные результаты [21] свидетельствуют, что при низких исходных концентрациях ионов тяжелых металлов их адсорбция определяется процессами растворения матрицы сорбента.

Достоинство способа – возможность применения в качестве восстановителя дешевого материала, использование которого не приводит к повышению солесодержания в очищенной среде. Основной недостаток – необходимость регенерации сорбента.

Показано [22], что сорбционный метод очистки водных растворов от $\text{Fe}(\text{CN})_6^{3-}$ с использованием в качестве сорбента двойногомагниево-алюминиевого гидроксида позволяют получить воду, которая становится экологически безопасной средой.

Необходима тщательная предварительная очистка стоков от тяжелых металлов, поэтому целесообразно применять волокнистые хемосорбенты, для целевой очистки городских поверхностных стоков [23].

Сегодня с уверенностью можно сказать, что полимерные и минеральные сорбенты являются лидирующими материалами для эффективной очистки водной среды не только от тяжелых металлов, но и от углеводов [Н.Т. Кахрамонов Состояние проблемы сорбционной очистки воды от тяжелых металлов].

Таким образом, проведенные исследования [24] продемонстрировали возможность эффективной сорбции соединений тяжелых металлов полимерными акриловыми гидрогелями, их многократного использования и могут быть положены в основу перспективной технологии удаления этих металлов из водных растворов. При этом наиболее эффективным сорбентом для тяжелых металлов является сополимер акриламида и акриловой кислоты.

Достоинства метода

- 1) Очистка до ПДК.

- 2) Возможность совместного удаления различных по природе примесей.
- 3) Отсутствие вторичного загрязнения очищаемых вод.
- 4) Возможность рекуперации сорбированных веществ.
- 5) Возможность возврата очищенной воды после корректировки pH.
- 6) Быстрое осветление раствора и возможность отделения его от осадка позволяет избежать трудоемкую и энергоемкую стадию фильтрации.

Недостатки метода

- 1) Дороговизна и дефицитность сорбентов.
- 2) Природные сорбенты применимы для ограниченного круга примесей и их концентраций.
- 3) Громоздкость оборудования.
- 4) Большой расход реагентов для регенерации сорбентов.
- 5) Образование вторичных отходов, требующих дополнительной очистки.

Метод ионного обмена

Проблема очистки питьевой воды и промышленных стоков от тяжелых металлов – одна из важнейших проблем современного общества [25]. В настоящее время существует большое количество коммерчески доступных ионообменных материалов. Природа этих сорбентов различна – от классических ионообменных смол или сорбционных волокон до природных или искусственных минералов, обладающих ионообменными свойствами.

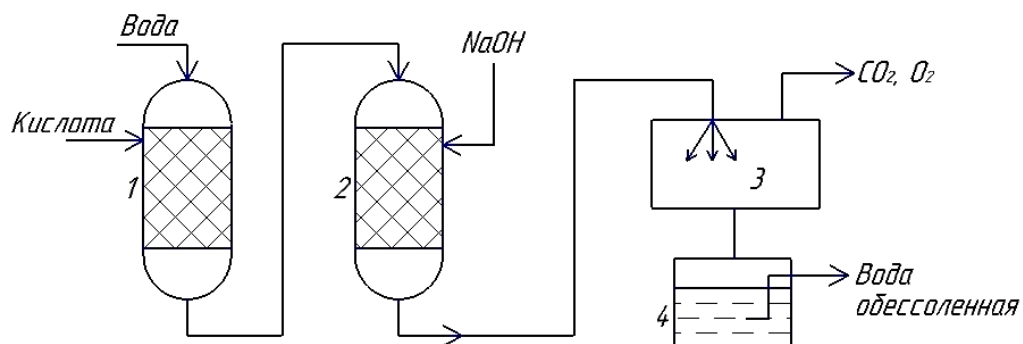


Рисунок 1.7 – Схема установки для обессоливания воды: 1 – катионитный фильтр; 2 – анионитный фильтр; 3 – дегазатор; 4 – сборник очищенной воды

Ионообменное извлечение металлов из сточных вод позволяет рекуперировать ценные вещества с высокой степенью извлечения. Ионный обмен – это процесс взаимодействия раствора с твердой фазой, обладающей свойствами обменивать ионы, содержащиеся в ней, на ионы, присутствующие в растворе. Вещества, составляющие эту твердую фазу, называются ионитами.

Метод ионного обмена основан на применении катионитов и анионитов, сорбирующих из обрабатываемых сточных вод катионы и анионы растворенных солей. В процессе фильтрования обменные катионы и анионы заменяются катионами и анионами, извлекаемыми из сточных вод. Это приводит к истощению обменной способности материалов и необходимости их регенерации. Наибольшее практическое значение для очистки сточных вод приобрели синтетические ионообменные смолы – высокомолекулярные соединения, углеводородные радикалы которых образуют пространственную сетку с фиксированными на ней ионообменными функциональными группами.

Существуют множество классификаций ионообменных материалов. Исходя из природы функциональных групп, катионообменные материалы можно разделить на четыре основных типа:

- 1) Сильнокислотные с сульфо- или фосфатным группами;
- 2) слабокислотные с карбоксильными группами;
- 3) комплексообразующие, содержащие два типа групп (кислотные и азотсодержащие, например, иминодиацетатные);

4) специфические сорбенты, например, золи и различные белковые и полисахаридные остатки.

Тяжелые металлы – одни из самых опасных загрязнителей окружающей среды, поэтому максимально полное их удаление из воды является важной задачей водоочистки.

Классический способ применения ионообменных смол - ионный метод с периодической регенерацией ионообменной емкости материала для его повторного использования. Однако многочисленные варианты использования ионообменных материалов допускают лишь однократное применение, например, в пищевой промышленности или бытовой водоочистке. Кроме того, часто существует необходимость полного удаления ионов тяжелых металлов без изменения начального солесодержания, уровень которого обычно значительно превышает содержание подлежащих удалению ионов. Это возможно лишь в том случае, если используется ионообменный материал с высоким сродством к удаляемому тяжелому металлу. Помимо этого, время контакта воды с ионообменным материалом в условиях для водоочистки очень мало, что наводит на жесткие ограничения на кинетику сорбции [26].

Ионы тяжелых металлов поглощаются сурьмянокремниевым ионитом с высокой эффективностью. Поглощенные ионы хорошо удерживаются и с трудом удаляются при десорбции [27].

Катионит КБ-2Э-10 [28] может быть использован для выделения и концентрирования ионов в сорбционных колонках с минимальной высотой слоя 2,6 см. Выбор оптимальных условий проведения процесса на практике (размер зерен ионита, высота слоя сорбента, состав и концентрация раствора по целевым ионам, скорость его пропускания) позволяет повысить эффективность разделения ионов методом фронтальной хроматографии.

Достоинства метода

- 1) Возможность очистки до требований ПДК.
- 2) Возврат очищенной воды до 95 % в оборот.

3) Возможность утилизации тяжелых металлов.

Недостатки метода

1) Необходимость предварительной очистки сточных вод от масел, ПАВ, растворителей, органики, взвешенных веществ.

2) Большой расход реагентов для регенерации ионитов и обработки смол.

3) Необходимость предварительного разделения промывных вод от концентратов.

4) Громоздкость оборудования, высокая стоимость смол

5) Образование вторичных отходов-элюатов, требующих дополнительной переработки.

Флотационный метод

Этот метод доочистки сточных вод используется для повышения эффективности существующих способов удаления загрязнений. Предлагается комбинировать коагуляционный (электрокоагуляционный) метод с флотацией, используя соли железа, алюминия, магния с добавлением щелочных агентов или связывая щелочно-земельные металлы с соответствующими анионами (фосфаты, силикаты, карбонаты). После осаждения ионов тяжелых металлов (кобальт, ванадий, марганец, хром, цирконий, гафний) в виде гидроксидов технологическая схема включает следующие стадии: смешение, осаждение, образование нерастворимых соединений при добавлении, например, NaOH или Na₂CO₃, ввод ПАВ, флотацию с целью удаления макроколичеств соединений металлов. В оптимальных условиях обеспечивается 98-100 %-ная очистка от ионов тяжелых металлов.

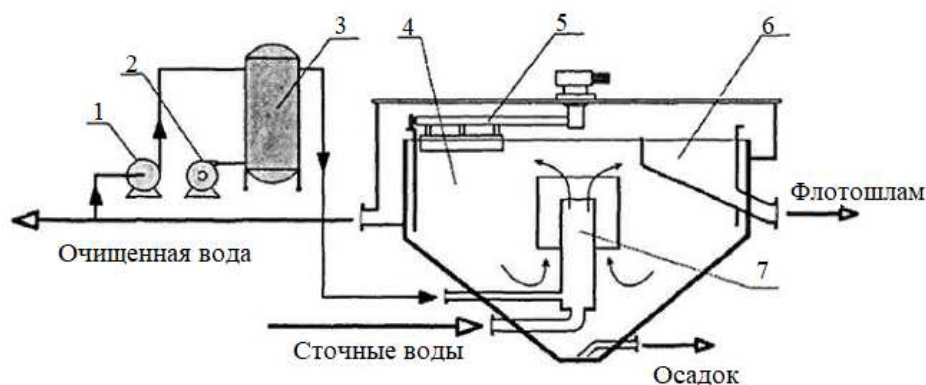


Рисунок 1.8 – Схема флотационной очистки сточных вод: 1 – циркуляционный насос; 2 – компрессор; 3 – напорный бак; 4 – камера флотации; 5 – скребковый механизм; 6 – сборник флотошлама; 7 – система распределения воды и водовоздушной смеси

Эффективность флотации в значительной степени определяется правильностью выбора собирателей ионов металлов [29]. Высокоэффективными собирателями из четвертичных аммониевых оснований являются катамины АБ и ХА, ДАДМАХ, ГСБ; из анионных ПАВ – карбоксильный реагент ЭМКО; из комплексообразующих соединений – техническая смесь паразитов карбоновых кислот (Гидразекс-79М) и ДАТ.

В настоящее время все большее применение находит высокоэффективный титановый коагулянт [30], имеющий значительные преимущества по сравнению с применяемыми реагентами, такими как: сульфат алюминия, оксихлорид алюминия, гидроксохлорид алюминия, хлорид железа, дигидросульфат алюминия.

При разработке [31] технологии очистки и создании модульной локальной очистной установки были реализованы динамические режимы функционирования и высокая степень концентрирования, модульная структура построения и комбинирования физико-химических способов очистки, минимизация применения химических реагентов и исключение вторичного загрязнения, надежность, простота в эксплуатации и высокая эффективность очистки при высоком водообороте.

Сравнение расчетных и экспериментальных значений эффективности [32] извлечения ионов отдельных металлов из сточных вод показывает на небольшое расхождение, что позволяет пользоваться расчетными данными для оценки эффективности очистки сточных вод, в том числе от металлов, с применением ионной флотации.

Следует также отметить, что эта возможность позволяет определить концентрацию извлекаемого вещества на каждой из рассматриваемых стадий процесса в любой момент времени без проведения дорогостоящих экспериментов, что собственно важно при проектировании системы очистки сточных вод [33].

Однако, [34] в каждом индивидуальном случае при определении времени флотационной очистки, необходимо учитывать характерные особенности конкретного процесса в конкретных условиях и нормативные требования, предъявляемые к качеству воды. При этом полученные решения дают возможность выбирать оптимальные режимы, позволяющие повысить эффективность очистки на 15-20 %.

Химические методы (реагентные)

Для удаления металлосодержащих веществ из сточных вод в настоящее время более распространены реагентные методы очистки. Сущность которых заключается в переводе растворимых в воде веществ в нерастворимые при добавлении различных реагентов с последующим отделением их от воды в виде осадков. При этом образуются труднорастворимые соединения, которые затем отделяют от жидкой фазы обычными способами, принятыми в водоподготовке (отстаивание, флотация, фильтрование и др.).

В качестве реагентов для удаления из сточных вод ионов тяжелых металлов наибольшее применение получили: гидроксиды кальция, натриевые соли сернистой кислоты - сульфит (Na_2SO_3), бисульфит (NaHSO_3), пиросульфит ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$), а также дитионит натрия ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_4$) [23].

Наиболее широко используется гидроксид кальция. Осаждение металлов происходит в виде гидроксидов. Процесс проводится при различных значениях рН.

Так же в качестве реагента используют железо, которое входит в состав модифицированной пыли. Использование пыли ЭСПЦ для очистки металлосодержащих сточных вод способствует решению другой важной экологической задачи – рациональной утилизации крупнотоннажного гальванического производства. Предлагаемый способ очистки позволяет уменьшить количество сточных вод, загрязненных соединениями ионами тяжелых металлов; утилизировать значительную часть пыли ЭСПЦ; снизить эколого-экономический ущерб, наносимый окружающей среде [35].

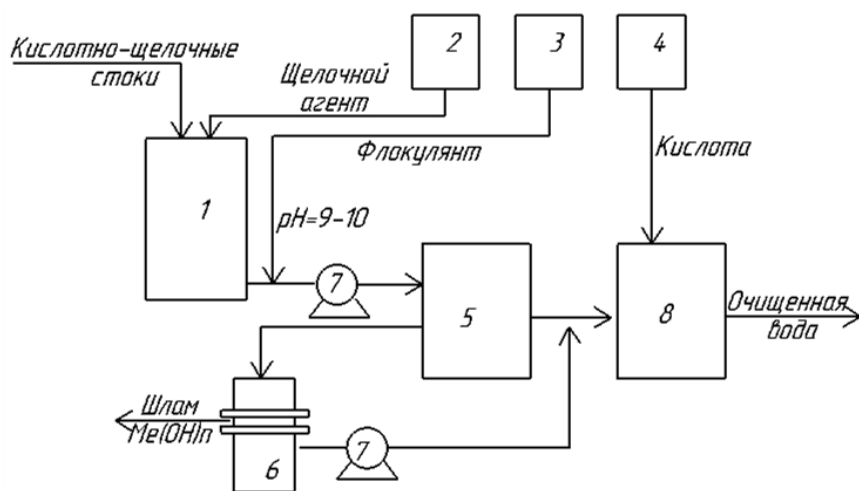


Рисунок 1.9 – Схема реagentной очистки сточных вод от ионов тяжелых металлов: 1 – реактор-нейтрализатор кисло-щелочных стоков, 2 – дозатор щелочного агента, 3 – дозатор флокулянта, 4 – дозатор раствора кислоты, 5 – отстойник, 6 – механический фильтр, 7 – насос, 8 – нейтрализатор очищенной воды

Для очистки металлосодержащих сточных вод также используют метод химического осаждения щелочными реагентами. Этот метод позволяет снизить содержание тяжелых металлов в растворе до величин, сопоставимых с ПДК для водоемов санитарно-бытового пользования [36].

Более глубокая очистка от тяжелых металлов достигается при обработке сточных вод сульфидом натрия. Это связано с тем, что растворимость сульфидов тяжелых металлов значительно меньше растворимости любых труднорастворимых соединений.

Для лучшей и более полной и быстрой коагуляции гидроксидов используют флокулянт (полиакриламид).

Данные исследований показывают, что значительного повышения эффективности реагентного способа можно добиться оптимизацией технологии очистки, предусматривающей смешение реагентов с водой, а также подбором используемых коагулянтов и флокулянтов.

Достоинства метода:

- 1) Универсальность.
- 2) Простота эксплуатации.
- 3) Отсутствует необходимость в разделении промывных вод и концентратов.

Недостатки метода:

- 1) Не обеспечивается ПДК для рыбохозяйственных водоемов.
- 2) Громоздкость оборудования.
- 3) Значительный расход реагентов.
- 4) Дополнительное загрязнение сточных вод.
- 5) Невозможность возврата в оборотный цикл очищенной воды из-за повышенного солесодержания.
- 6) Затрудненность извлечения из шлама тяжелых металлов для утилизации.
- 7) Потребность в значительных площадях для шламоотвалов [37].

Анализ литературных источников позволяет сделать вывод о том, что применение того или иного метода будет обусловлено составом и свойствами компонентов, загрязняющих сточную воду, требуемой глубины очистки, производительностью установки и экономическими соображениями с учетом

местных условий. Наиболее распространенные и реальные способы обезвреживания сточных вод от ионов тяжелых металлов на сегодняшний день – реагентные способы. Поэтому в данной выпускной работе предложена реконструкция систем очистки сточных вод гальванического производства, содержащих ионы тяжелых металлов с использованием современного реагента-осадителя.

1.1. Характеристика сточных вод, образующихся в гальваническом производстве

Гальваника представляет собой электрохимический процесс, при котором применяется электролит, два электрода и электрический ток, и обрабатываемая деталь.

Гальваническое покрытие – это химический метод нанесения металлической пленки для защиты изделий и придания им дополнительных характеристик.

Цели применения гальванического покрытия:

- *Защитно-декоративные.* Целью нанесения является получение высоких эстетических характеристик и защита продукции от разрушающих факторов;
- *Защитные.* Изолируют металлические детали от действия агрессивных сред, механических повреждений;
- *Специального назначения.* Гальваническое покрытие наносится для получения новых свойств – повышенной износостойкости, увеличения характеристик твердости, получения магнитных, электроизоляционных свойств готового изделия. В некоторых случаях гальванизацию используют для восстановления первоначального вида изделия или после длительной эксплуатации.

Гальваническая обработка металла состоит из 3 этапов:

1. Подготовка. Это наиболее трудоемкий процесс. В случае наличия на поверхности металла жира, заусенцев или пыли качество гальванирования будет низким. Изделия должны быть обработаны вручную или на пескоструйной машине. При наличии остатков жира их следует обработать химическим раствором.

2. Сам процесс гальванической обработки металла. Электролит заливается в ванну, в него помещаются 2 анода и покрываемая деталь. Проводится нагрев электролита с помощью специального устройства до температуры, указанной в технологии. Затем включается ток, который контролируется регулятором напряжения. Катодом является сама деталь. Положительно заряженные ионы движутся через электролит и оседают на отрицательно заряженном изделии, образуя поверхностный слой. Длительность второго этапа продолжается до тех пор, пока поверхностный слой металла не достигнет требуемой величины. Схема гальванической ванны показана на рисунке 1.10.

3. После гальванической процедуры детали нуждаются в дополнительной обработке. Заключается она в осветлении, пассивировании или промасливании поверхности. Для этого изделия погружаются в специальный раствор с реактивами. В результате идет образование поверхностной пленки толщиной 1 мм.

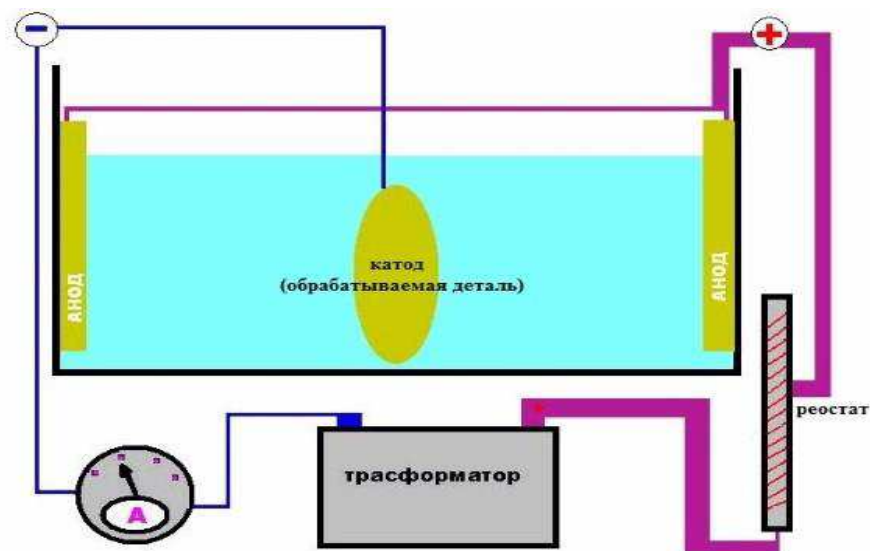


Рисунок 1.10 – Схема гальванической ванны

К преимуществам данного метода защиты металлических изделий относятся: высокие антикоррозионные качества, стойкость к механическим и физическим повреждениям, сопротивляемость агрессивным средам природного и промышленного происхождения, низкая пористость покрытия, твердость, износостойкость, возможность регулировать толщину наносимого покрытия в процессе нанесения.

К недостаткам метода относится большой расход электроэнергии, экологические угрозы, высокая стоимость очистных мероприятий.

Физико-химические показатели воды, используемой в гальваническом производстве представлены в таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Физико-химические показатели воды, используемой в гальваническом производстве

Наименование показателя	Норма для категории			Метод испытания
	1	2	3	
Водородный показатель pH	6,0 – 9,0	6,5 – 8,5	5,4 – 6,6	Измеряют на pH-метре любой модели со стеклянным электродом с погрешностью измерений $\pm 0,1$
Фосфаты (PO_4^{3-}), мг/дм ³ , не более	30	3,5	1,0	ГОСТ 18309
Аммиак, мг/дм ³ , не более	10	5,0	0,02*	ГОСТ 4192
Поверхностно-активные вещества (сумма анионных и неионогенных), мг/дм ³ , не более	5,0	1,0	–	Контроль проводят по действующим методикам, утвержденным в установленном порядке
Ионы тяжелых металлов, мг/дм ³ , не более	15	5,0	0,4	
Медь (Cu^{2+})	1,0	0,3	0,02	ГОСТ 4388
Никель (Ni^{2+})	5,0	1,0	–	Контроль проводят по действующим методикам, утвержденным в установленном порядке
Цинк (Zn^{2+})	5,0	1,5	0,02*	ГОСТ 18293
Хром трехвалентный	5,0	0,5	–	Контроль проводят по действующим методикам, утвержденным в установленном порядке
Удельная электрическая проводимость при 20 °С, См/м, не более	2×10^{-3}	1×10^{-3}	5×10^{-4}	Измеряют на кондуктометре любого типа

* Нормы ингредиентов для воды 3-й категории определяются по ГОСТ 6709.

Примечание. В системах многократного использования воды допускается содержание вредных ингредиентов в очищенной воде не выше допустимых значений.

2. Исследование процесса реагентной обработки стоков гальванического производства

В последние годы существенно усилились проблемы, связанные с загрязнением воды. Сброс неочищенных или плохо очищенных сточных вод в различные водоемы только из-за нехватки кислорода может привести к исчезновению всякой жизни в воде. Важное решение проблемы охраны окружающей среды состоит в разработке и внедрении экологически безопасных, безотходных технологических процессов и производств. Целесообразное использование природных ресурсов и охрана окружающей среды в настоящее время решаются в двух направлениях. Одно из них – разработка и внедрение малоотходных и безотходных технологий и процессов, другое – модернизация действующих предприятий, замена устаревших процессов новыми, повышение качества очистки газообразных выбросов, сточных вод, внедрение замкнутых систем. На сегодняшний день развитие современной науки и техники связано, в свою очередь, с созданием новых и постоянным совершенствованием существующих научных и технологических процессов. Эксперимент является основой их разработки и оптимизации. Заметное повышение эффективности экспериментальных исследований и инженерных разработок достигается использованием математических методов планирования экспериментов. В процессе экспериментирования и при обработке полученных данных существенно сокращает сроки решения, снижает затраты на исследования и повышает качество полученных результатов.

Самым распространенным методом очистки стоков гальванического производства от ионов тяжелых металлов является реагентный метод. Его суть заключается в том, что образуются гидроксиды или соли тяжелых металлов, которые затем удаляются отстаиванием, фильтрацией или другими способами разделения твердой и жидкой фаз, однако существующая схема реагентной обработки на сегодняшний день требует большого расхода дорогостоящих

химических реагентов (например, расход FeSO_4 составляет не менее 2 мг/дм^3 на 1 мг меди). При этом образуются большие объемы осадков, возрастает общее солесодержание и вода не может быть использована в обороте без дополнительной ступени доочистки.

К числу новых высокоперспективных реагентов относится запатентованный продукт на основе жидкого политиокарбоната натрия (ПТКNa) AMERSEP MP7.

AMERSEP MP7 – реагент, содержащий 25-40 % раствора политиокарбоната натрия (Na_2CS_4), широко применяется в Западной Европе для удаления ионов тяжелых металлов из сточных вод, обладает малой токсичностью по сравнению с традиционными осадителями.

Реагент на основе политиокарбоната натрия (Na_2CS_4) образует соединения с различными ионами тяжелых металлов благодаря сильному комплексообразующему действию за счет распада цистинной связи – S-S. Распад цистинной связи представлен на рисунке 2.1.

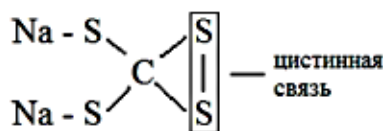


Рисунок 2.1 – Распад цистинной связи

При термическом разложении реагента происходит выделение газов SO_2 и SO_3 и образование оксидов некоторых металлов.

Реагент AMERSEP MP7 – жидкость бледно оранжевого цвета. Плотность реагента 1050 кг/м^3 , величина pH – 11,0, температура замерзания – $0 \text{ }^\circ\text{C}$, температура кипения – $100 \text{ }^\circ\text{C}$, относительная плотность (вода = 1) – 1,05, легко растворяется в холодной воде, обладает слегка серным запахом.

Но в то же время в настоящее время еще не отработана детально технология использования предлагаемого реагента AMERSEP MP7, без

которой невозможно построение целостного эколого-технологического комплекса.

Задачей исследований являлось определение оптимальных доз предлагаемого реагента для обезвреживания сточных вод, содержащих ионы Cu^{2+} , Zn^{2+} и Ni^{2+} для обеспечения высокого эффекта очистки стоков в экономически выгодных условиях. На кафедре «ИСЗиС» ФГАОУ ВО Сибирский федеральный университет Инженерно-строительного института была приготовлена модельная сточная жидкость рисунок 2.2.

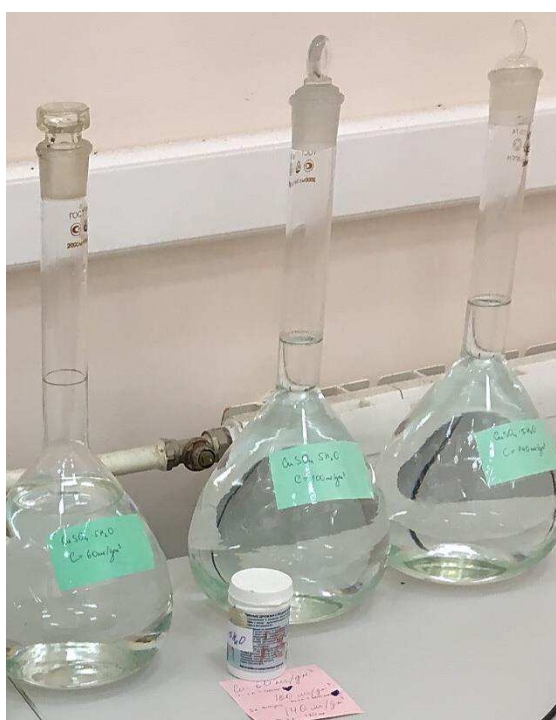


Рисунок 2.2 – Модельная жидкость

Со следующими исходными концентрациями и обработана реагентом AMERSER MP7:

1. $C_{исх}^{\text{Cu}^{2+}} = 60 \text{ мг/дм}^3$;
2. $C_{исх}^{\text{Zn}^{2+}} = 20 \text{ мг/дм}^3$;
3. $C_{исх}^{\text{Ni}^{2+}} = 10 \text{ мг/дм}^3$.

Для интенсификации хлопьеобразования использовали $\text{Ca}(\text{OH})_2$ (5 %).

В результате обработки сточной воды реагентом удалось снизить содержание ионов тяжелых металлов в воде и определить оптимальную дозу реагента, результаты исследований приведены в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Данные экспериментальных исследований реагентной обработки по методу Брандона

№	Доза реагента <i>мг/дм³</i>	Величина рН	Температура стоков <i>°С</i>	Остаточная концентрация Cu^{2+} , <i>мг/дм³</i>	Остаточная концентрация Ni^{2+} , <i>мг/дм³</i>	Остаточная концентрация Zn^{2+} , <i>мг/дм³</i>	Объем осадка, %
	X_1	X_2	X_3	Y_1	Y_2	Y_3	Y_4
1	0,080	6,5	30	2,330	2,870	3,140	1,3
2	0,105	8,5	30	1,810	2,320	2,960	1,7
3	0,110	9,0	30	1,073	1,091	2,078	1,9
4	0,130	8,0	35	0,178	1,258	0,265	2,2
5	0,150	9,0	35	0,121	1,157	0,193	2,4
6	0,175	12,0	35	0,074	0,550	0,038	2,6
7	0,210	10,0	40	0,037	0,028	0,037	3
8	0,263	10,0	40	0,039	0,033	0,041	3,2
9	0,280	9,0	40	0,083	0,071	0,089	3,2
10	0,320	8,0	30	0,108	0,107	0,111	2
11	0,40	8,0	35	1,103	2,069	1,113	2,5
12	0,530	9,0	40	1,167	2,432	2,475	3
13	0,610	9,0	35	2,003	2,926	2,335	2,8

Для обоснования главных технологических параметров процесса очистки стоков, содержащих ионы тяжелых металлов, было проведено планирование эксперимента по методу Брандона. Для составления экспериментального плана были выявлены основные факторы, влияющие на исследуемый процесс и характеризующие его выходные параметры: x_1 – доза реагента AMERSER MP7, мг/дм³; x_2 – величина pH , x_3 – температура стоков, °С, в одном случае и в другом случае доза гидроксида кальция 0,1 мг/дм³. В качестве функций отклика: y_1 – остаточной концентрации ионов меди Cu^{2+} ; y_2 – остаточной концентрации ионов никеля Ni^{2+} ; y_3 – остаточной концентрации ионов цинка Zn^{2+} ; y_4 – объем осадка, %. Постоянными факторами являлись усредненные концентрации ионов тяжелых металлов: $C_{исх}^{Cu^{2+}} = 60$ мг/дм³; $C_{исх}^{Zn^{2+}} = 20$ мг/дм³; $C_{исх}^{Ni^{2+}} = 10$ мг/дм³.

Метод расчета сводится к следующему

1. По точкам выбираются величины y_0 , x_1 , $x_2 \dots x_n$ строится поле корреляции и эмпирическая линия регрессии $y_0 - x$. Определяются минимальные зависимости

2. Сравнивалась выборка новой величины

$$y_1 = \frac{y}{f_1(x_1)}, \quad (2.1)$$

которая уже не зависит от x_1 и определяется параметрами x_2 , x_3 , $x_4 \dots x_{n-1}$. По точкам первой выборки величины y_1 и y_2 строилось корреляционное поле и регрессионная линия, характеризующая зависимость y_1 и x_0 .

3. Процесс продолжался до получения выборки величины

$$y_n = \frac{y_{n-1}}{f_n(x_n)} = \frac{y_{n-1}}{f_1(x_1) \cdot f_2(x_2) \cdot \dots \cdot f_n(x_n)}, \quad (2.2)$$

Коэффициент корреляции существенно отличающийся от ± 1 , характеризует слишком большую долю случайности и слишком большую долю криволинейности связи между случайными величинами. О наличии или отсутствии корреляции между двумя случайными величинами качественно можно судить по виду поля корреляции на рисунке 2.3.

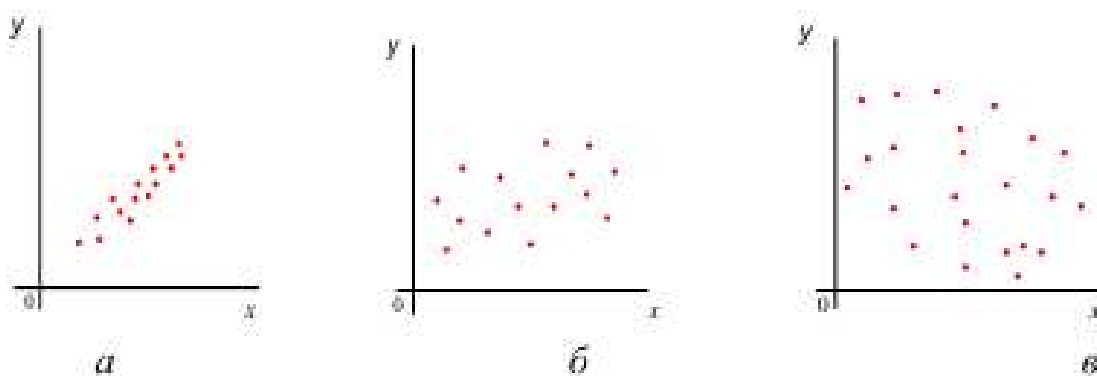


Рисунок 2.3 – Поля корреляции случайной величины: *а* – сильная положительная корреляция между *x* и *y*; *б* – слабая корреляция; *в* – корреляции нет

По данным экспериментальных исследований были найдены уравнения регрессии и построены эмпирические линии регрессии, в соответствии с рисунками 2.4 – 2.7. Анализ полученных уравнений регрессии при варьировании параметров показал, что на остаточную концентрацию ионов меди, никеля и цинка, а также на объем образующегося осадка в большей степени оказывает влияние доза реагента.

Таблица 2.2 – Данные экспериментальных исследований реagenтной обработки по методу Брандона

№	Доза реагента мг/дм ³ X ₁	Величина рН X ₂	Температура стоков °С X ₃	Остаточная концентрация Cu(II), мг/дм ³ Y ₁	y _{1,0} =y ₁ /ȳ	f ₁ (x ₁)	y _{1,1} =y _{1,0} / f ₁ (x ₁)	f ₂ (x ₂)	y _{1,2} =y _{1,1} / f ₂ (x ₂)	f ₃ (x ₃)	y _{1,3} =y _{1,2} / f ₃ (x ₃)	k- \bar{k}	(k- \bar{k}) ²
1	0,080	6,5	30	2,330	2,991	1,888	1,584	3,163	0,501	1,218	0,411	-0,509	0,259
2	0,105	8,5	30	1,810	2,324	1,514	1,535	1,805	0,850	1,218	0,698	-0,222	0,049
3	0,110	9,0	30	1,073	1,378	1,445	0,954	1,468	0,649	1,218	0,533	-0,387	0,150
4	0,130	8,0	35	0,178	0,229	1,182	0,193	2,142	0,090	0,678	0,133	-0,787	0,620
5	0,150	9,0	35	0,121	0,155	0,946	0,164	1,468	0,112	0,678	0,165	-0,755	0,571
6	0,175	12,0	35	0,074	0,095	0,690	0,138	-0,522	-0,264	0,678	-0,389	-1,310	1,716
7	0,210	10,0	40	0,037	0,048	0,400	0,119	0,800	0,148	0,682	0,218	-0,703	0,494
8	0,263	10,0	40	0,039	0,050	0,118	0,425	0,800	0,532	0,682	0,779	-0,141	0,020
9	0,280	9,0	40	0,083	0,107	0,067	1,589	1,468	1,082	0,682	1,586	0,666	0,443
10	0,320	8,0	30	0,108	0,139	0,024	5,779	2,142	2,698	1,218	2,215	1,294	1,675
11	0,40	8,0	35	1,103	1,416	0,259	5,467	2,142	2,552	0,678	3,767	2,846	8,101
12	0,530	9,0	40	1,167	1,498	1,554	0,964	1,468	0,656	0,682	0,963	0,042	0,002
13	0,610	9,0	35	2,003	2,571	2,913	0,883	1,468	0,601	0,678	0,887	-0,033	0,001
				$\bar{y}=0,779$					$\bar{k}=0,785$		$\bar{k}=0,920$		$k=1,085$

$$\hat{Y}_1 = 1,085 \cdot (-21,15x_1 + 33,455x_1^2 + 3,3662) \cdot (-0,7182x_2 + 0,0026x_2^2 + 7,7216) \cdot (0,8166x_3 + 0,0109x_3^2 + 15,906) \quad (2.3)$$

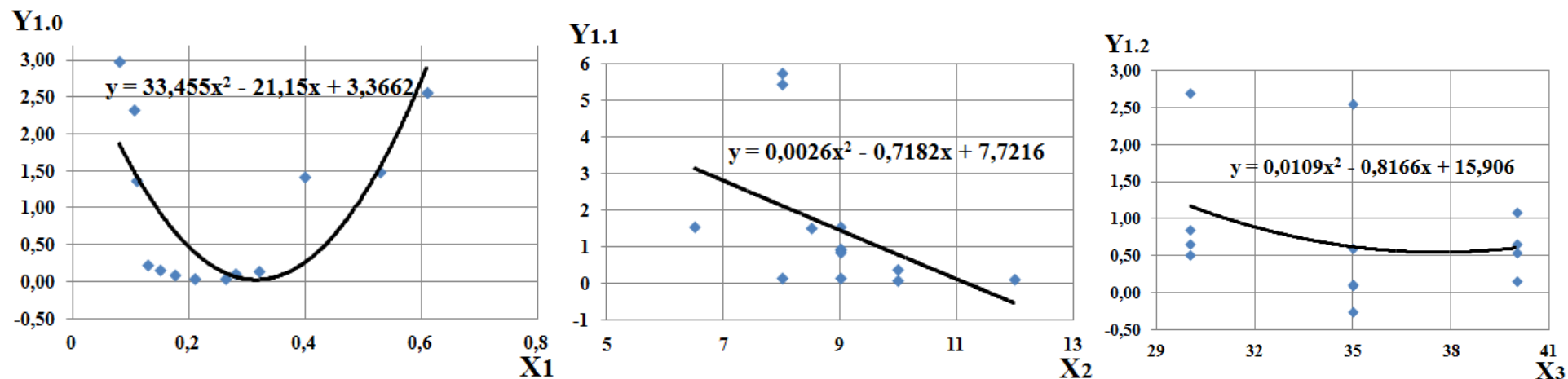


Рисунок 2.4 – Графические зависимости остаточной концентрации Cu(II), от дозы реагента AMERSEP MP7, величины pH и температуры стоков: y_1 – нормализованное значение концентрации ионов меди Cu(II); y_2 – нормализованное значение концентрации ионов никеля Ni(II); y_3 – нормализованное значение концентрации ионов цинка Zn(II); y_4 – осадок, %; x_1 – доза реагента AMERSEP MP7, $мг/дм^3$; x_2 – величина pH, x_3 – температура стоков °C

Таблица 2.3 – Данные экспериментальных исследований реагентной обработки по методу Брандона

№	Доза реагента мг/дм ³ X ₁	Величина pH X ₂	Температура стоков °C X ₃	Остаточная концентрация Ni(II), мг/дм ³ Y ₂	y _{2,0} =y ₂ /ȳ	f ₁ (x ₁)	y _{2,1} =y _{2,0} / f ₁ (x ₁)	f ₂ (x ₂)	y _{2,2} =y _{2,1} / f ₂ (x ₂)	f ₃ (x ₃)	y _{2,3} =y _{2,2} / f ₃ (x ₃)	k- \bar{k}	(k- \bar{k}) ²
1	0,080	6,5	30	2,870	2,206	1,607	1,373	1,847	0,743	0,788	0,943	-0,080	0,006
2	0,105	8,5	30	2,320	1,783	1,324	1,347	0,980	1,375	0,788	1,744	0,721	0,521
3	0,110	9,0	30	1,091	0,839	1,271	0,660	0,817	0,808	0,788	1,025	0,002	0,000
4	0,130	8,0	35	1,258	0,967	1,074	0,901	1,165	0,773	1,565	0,494	-0,529	0,280
5	0,150	9,0	35	1,157	0,889	0,897	0,991	0,817	1,214	1,565	0,775	-0,248	0,061
6	0,175	12,0	35	0,550	0,423	0,707	0,598	0,283	2,116	1,565	1,351	0,328	0,108
7	0,210	10,0	40	0,028	0,022	0,497	0,043	0,553	0,078	0,458	0,171	-0,852	0,726
8	0,263	10,0	40	0,033	0,025	0,302	0,084	0,553	0,152	0,458	0,332	-0,691	0,478
9	0,280	9,0	40	0,071	0,055	0,271	0,202	0,817	0,247	0,458	0,539	-0,484	0,234
10	0,320	8,0	30	0,107	0,082	0,258	0,318	1,165	0,273	0,788	0,347	-0,676	0,457
11	0,40	8,0	35	2,069	1,590	0,489	3,251	1,165	2,791	1,565	1,783	0,760	0,577
12	0,530	9,0	40	2,432	1,869	1,589	1,176	0,817	1,440	0,458	3,145	2,122	4,503
13	0,610	9,0	35	2,926	2,249	2,713	0,829	0,817	1,015	1,565	0,649	-0,374	0,140
				$\bar{y}= 1,301$					$\bar{k}=1,002$		$\bar{k}=1,023$		$k= 0,622$

$$\hat{Y}_2 = 0,622 \cdot (-16,246x_1 + 26,569x_1^2 + 2,7365) \cdot (-1,0726x_2 + 0,0426x_2^2 + 7,0194) \cdot (2,606x_3 - 0,0377x_3^2 + 43,462) \quad (2.4)$$

По данным экспериментальных исследований были построены эмпирические линии регрессии

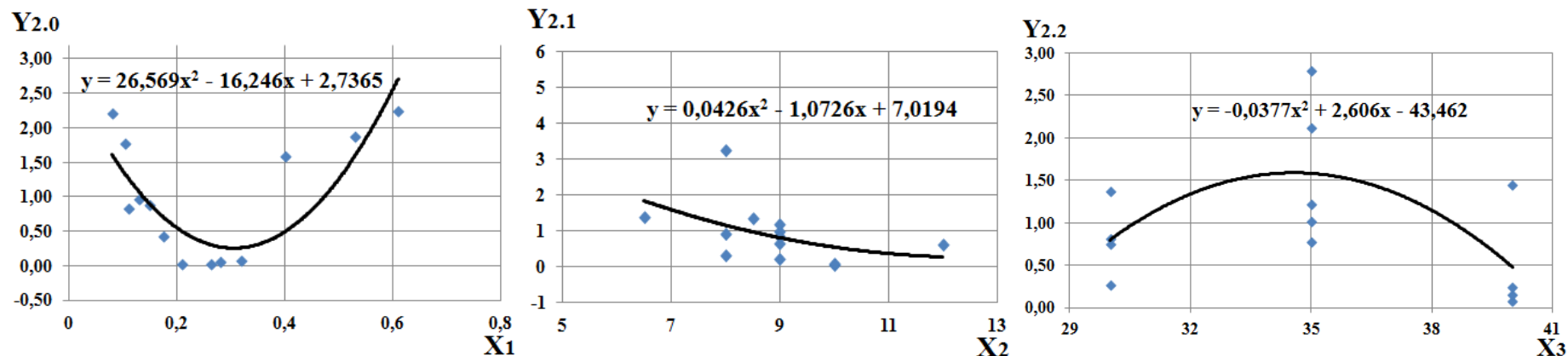


Рисунок 2.5 – Графические зависимости остаточной концентрации Ni(II), от дозы реагента AMERSEP MP7, величины pH и температуры стоков: y_1 – нормализованное значение концентрации ионов меди Cu(II); y_2 – нормализованное значение концентрации ионов никеля Ni(II); y_3 – нормализованное значение концентрации ионов цинка Zn(II); y_4 – осадок, %; x_1 – доза реагента AMERSEP MP7, $мг/дм^3$; x_2 – величина pH, x_3 – температура стоков $^{\circ}C$

Таблица 2.4 – Данные экспериментальных исследований реагентной обработки по методу Брандона

№	Доза реагента мг/дм ³ X ₁	Величина pH X ₂	Температура стоков °C X ₃	Остаточная концентрация Zn(II), мг/дм ³ Y ₃	y _{3,0} =y ₃ / \bar{y}	f ₁ (x ₁)	y _{3,1} =y _{3,0} / f ₁ (x ₁)	f ₂ (x ₂)	y _{3,2} =y _{3,1} / f ₂ (x ₂)	f ₃ (x ₃)	y _{3,3} =y _{3,2} / f ₃ (x ₃)	k- \bar{k}	(k- \bar{k}) ²
1	0,080	6,5	30	3,140	2,744	1,962	1,398	1,952	0,716	-0,250	-2,865	-1,117	1,248
2	0,105	8,5	30	2,960	2,587	1,577	1,641	1,292	1,270	-0,250	-5,079	-3,331	11,096
3	0,110	9,0	30	2,078	1,816	1,505	1,207	1,099	1,098	-0,250	-4,391	-2,643	6,986
4	0,130	8,0	35	0,265	0,232	1,233	0,188	1,474	0,127	-0,700	-0,182	1,566	2,453
5	0,150	9,0	35	0,193	0,169	0,989	0,171	1,099	0,155	-0,700	-0,222	1,526	2,330
6	0,175	12,0	35	0,038	0,033	0,721	0,046	-0,289	-0,160	-0,700	0,228	1,976	3,905
7	0,210	10,0	40	0,037	0,032	0,416	0,078	0,681	0,114	-1,150	-0,099	1,649	2,719
8	0,263	10,0	40	0,041	0,036	0,112	0,321	0,681	0,471	-1,150	-0,409	1,339	1,792
9	0,280	9,0	40	0,089	0,078	0,054	1,435	1,099	1,306	-1,150	-1,135	0,613	0,376
10	0,320	8,0	30	0,111	0,097	0,152	0,638	1,474	0,433	-0,250	-1,732	0,016	0,000
11	0,40	8,0	35	1,113	0,973	0,200	4,856	1,474	3,295	-0,700	-4,708	-2,959	8,758
12	0,530	9,0	40	2,475	2,163	1,451	1,490	1,099	1,356	-1,150	-1,179	0,569	0,324
13	0,610	9,0	35	2,335	2,041	2,786	0,733	1,099	0,666	-0,700	-0,952	0,796	0,634
				$\bar{y}= 1,144$					$\bar{k}=0,834$		$\bar{k}=-1,748$		$k= 3,279$

$$\hat{Y}_3 = 3,279 \cdot (-21,644x_1 + 33,62x_1^2 + 3,4787) \cdot (0,0014x_2 - 0,0221x_2^2 + 2,8769) \cdot (-0,09x_3 + 0,00x_3^2 + 2,45) \quad (2.5)$$

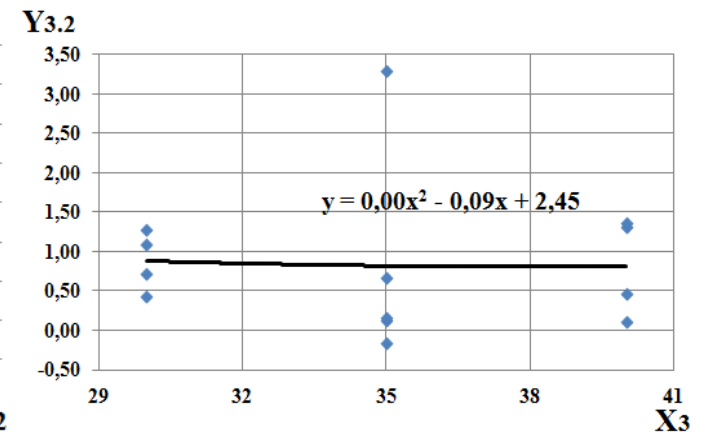
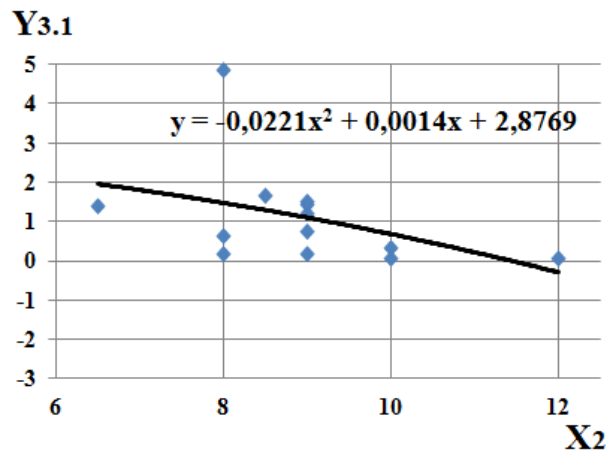
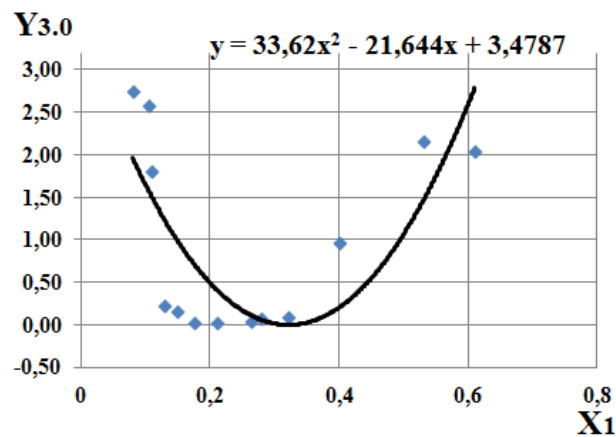


Рисунок 2.6 – Графические зависимости остаточной концентрации Zn (II), от дозы реагента AMERSEP MP7, величины pH и температуры стоков: y_1 – нормализованное значение концентрации ионов меди Cu(II); y_2 – нормализованное значение концентрации ионов никеля Ni(II); y_3 – нормализованное значение концентрации ионов цинка Zn(II); y_4 – осадок, %; x_1 – доза реагента AMERSEP MP7, мг/дм³; x_2 – величина pH, x_3 – температура стоков °C

Таблица 2.5 – Данные экспериментальных исследований реагентной обработки по методу Брандона

№	Доза реагента мг/дм ³ X ₁	Величина рН X ₂	Температу ра стоков °С X ₃	Объем осадка, % Y ₄	y _{4,0} =y ₄ / \bar{y}	f ₁ (x ₁)	y _{4,1} =y _{4,0} / f ₁ (x ₁)	f ₂ (x ₂)	y _{4,2} =y _{4,1} / f ₂ (x ₂)	f ₃ (x ₃)	y _{4,3} =y _{4,2} / f ₃ (x ₃)	k- \bar{k}	(k- \bar{k}) ²
1	0,080	6,5	30	1,5	0,633	0,697	0,908	0,861	1,055	1,001	1,055	0,090	0,008
2	0,105	8,5	30	1,7	0,718	0,776	0,924	0,986	0,937	1,001	0,937	-0,028	0,001
3	0,110	9,0	30	1,8	0,760	0,792	0,960	1,009	0,952	1,001	0,951	-0,013	0,000
4	0,130	8,0	35	2,1	0,886	0,850	1,043	0,960	1,087	1,029	1,056	0,092	0,008
5	0,150	9,0	35	2,2	0,929	0,904	1,027	1,009	1,019	1,029	0,990	0,025	0,001
6	0,175	12,0	35	2,4	1,013	0,966	1,049	1,070	0,980	1,029	0,952	-0,012	0,000
7	0,210	10,0	40	2,8	1,182	1,042	1,134	1,043	1,087	1,098	0,991	0,026	0,001
8	0,263	10,0	40	2,8	1,182	1,135	1,041	1,043	0,998	1,098	0,910	-0,055	0,003
9	0,280	9,0	40	2,9	1,224	1,159	1,056	1,009	1,048	1,098	0,954	-0,010	0,000
10	0,320	8,0	30	2,6	1,097	1,203	0,912	0,960	0,950	1,001	0,950	-0,015	0,000
11	0,40	8,0	35	2,5	1,055	1,245	0,847	0,960	0,883	1,029	0,858	-0,107	0,011
12	0,530	9,0	40	3,0	1,266	1,178	1,075	1,009	1,066	1,098	0,971	0,007	0,000
13	0,610	9,0	35	2,5	1,055	1,053	1,002	1,009	0,993	1,029	0,965	0,001	0,000
				$\bar{y}= 2,369$					$\bar{k}=1,004$		$\bar{k}=0,965$		$k= 0,003$

$$\hat{Y}_4 = 0,003 \cdot (4,0917x_1 - 4,9563x_1^2 + 0,4015) \cdot (0,1676x_2 - 0,007x_2^2 + 0,0671) \cdot (-0,0463x_3 + 0,0008x_3^2 + 1,6695) \quad (2.6)$$

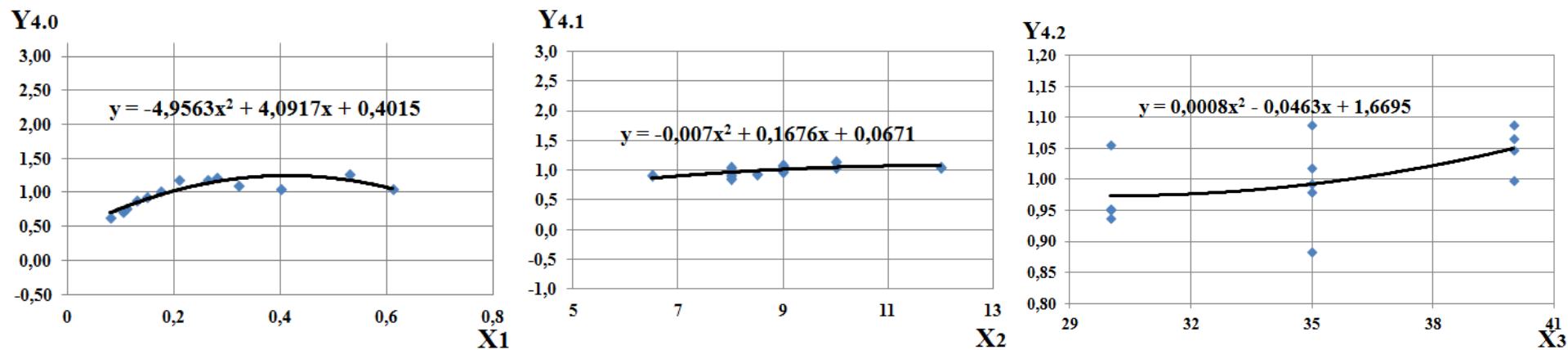


Рисунок 2.7 – Графические зависимости объема осадка от дозы реагента AMERSEP MP7, величины pH и температуры стоков: y_1 – нормализованное значение концентрации ионов меди Cu(II); y_2 – нормализованное значение концентрации ионов никеля Ni(II); y_3 – нормализованное значение концентрации ионов цинка Zn(II); y_4 – осадок, %; x_1 – доза реагента AMERSEP MP7, $мг/дм^3$; x_2 – величина pH, x_3 – температура стоков $^{\circ}C$

Анализ полученных уравнений регрессии при варьировании параметров показал, что на остаточную концентрацию ионов меди, никеля и цинка, а также на объем образующегося осадка в большей степени оказывает влияние доза реагента AMERSEP MP7.

Конечной целью моделирования химико-технологического процесса является его лучшая реализация или его оптимизация. Оптимизация – это целенаправленная деятельность, которая заключается в получении лучших результатов (значений параметров объектов) при соответствующих условиях.

В зависимости от конкретных условий в качестве критерия оптимальности были выбраны технологические параметры: остаточные концентрации меди, никеля, цинка и объем, образующегося осадка, зависящие от дозы, предлагаемого реагента, величины рН и температуры сточной жидкости. Таким образом, полученная математическая формулировка модели позволила систематизировать и структурировать процесс обезвреживания сточных вод, содержащих ионы меди, никеля и цинка, и создать основу для понимания природы самого процесса. По полученным уравнениям регрессии получили графические интерпретации параметров на рисунках 2.8 – 2.11, которые в дальнейшем позволят регулировать процесс реагентного обезвреживания данных сточных вод в оптимальных условиях и учитывать технико-экономические показатели.

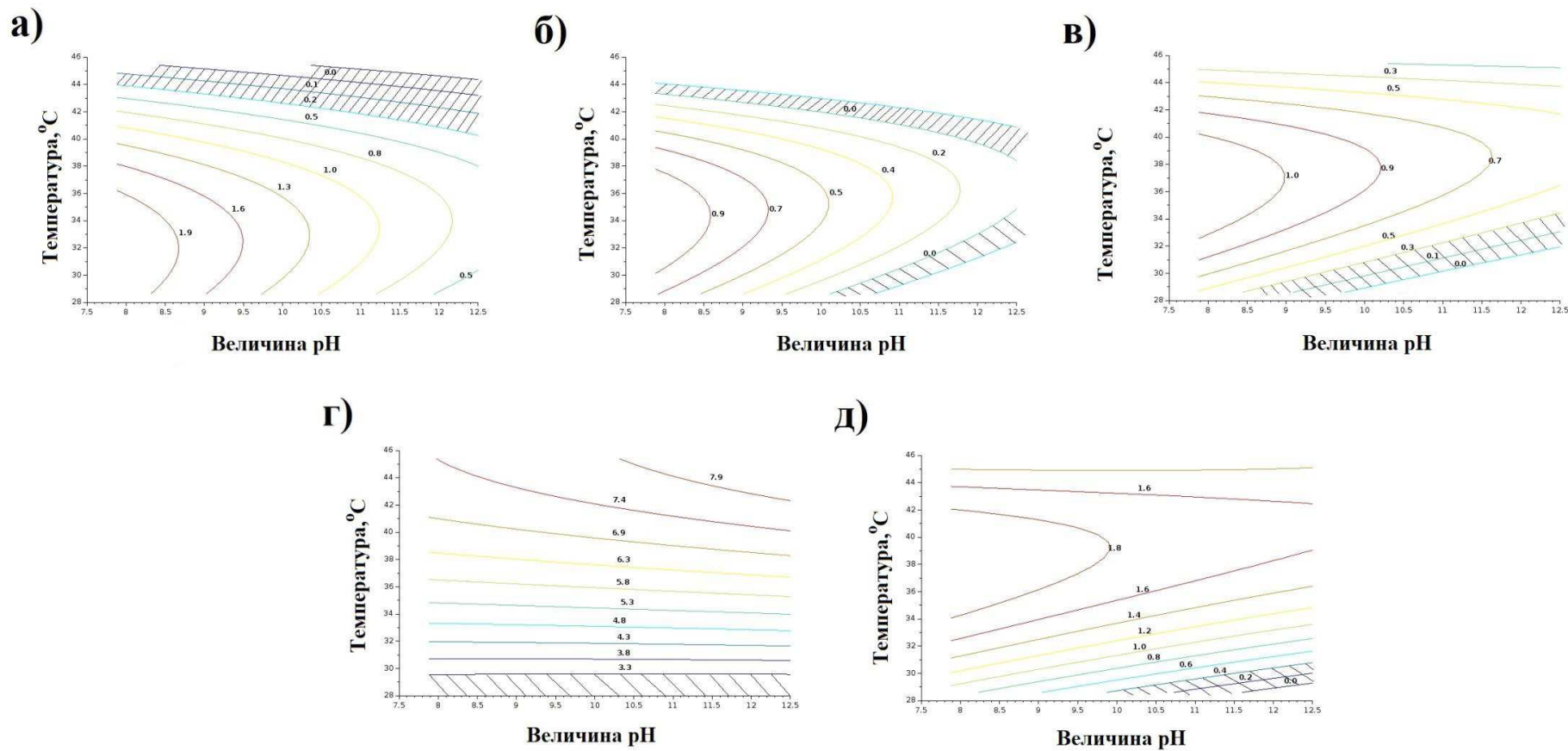


Рисунок 2.8 – Графические интерпретации для нахождения оптимума по Y_1 – остаточной концентрации меди при исходной дозе реагента: а) $0,15 \text{ мг/дм}^3$; б) $0,26 \text{ мг/дм}^3$; в) $0,32 \text{ мг/дм}^3$; г) $0,61 \text{ мг/дм}^3$; д) $0,40 \text{ мг/дм}^3$

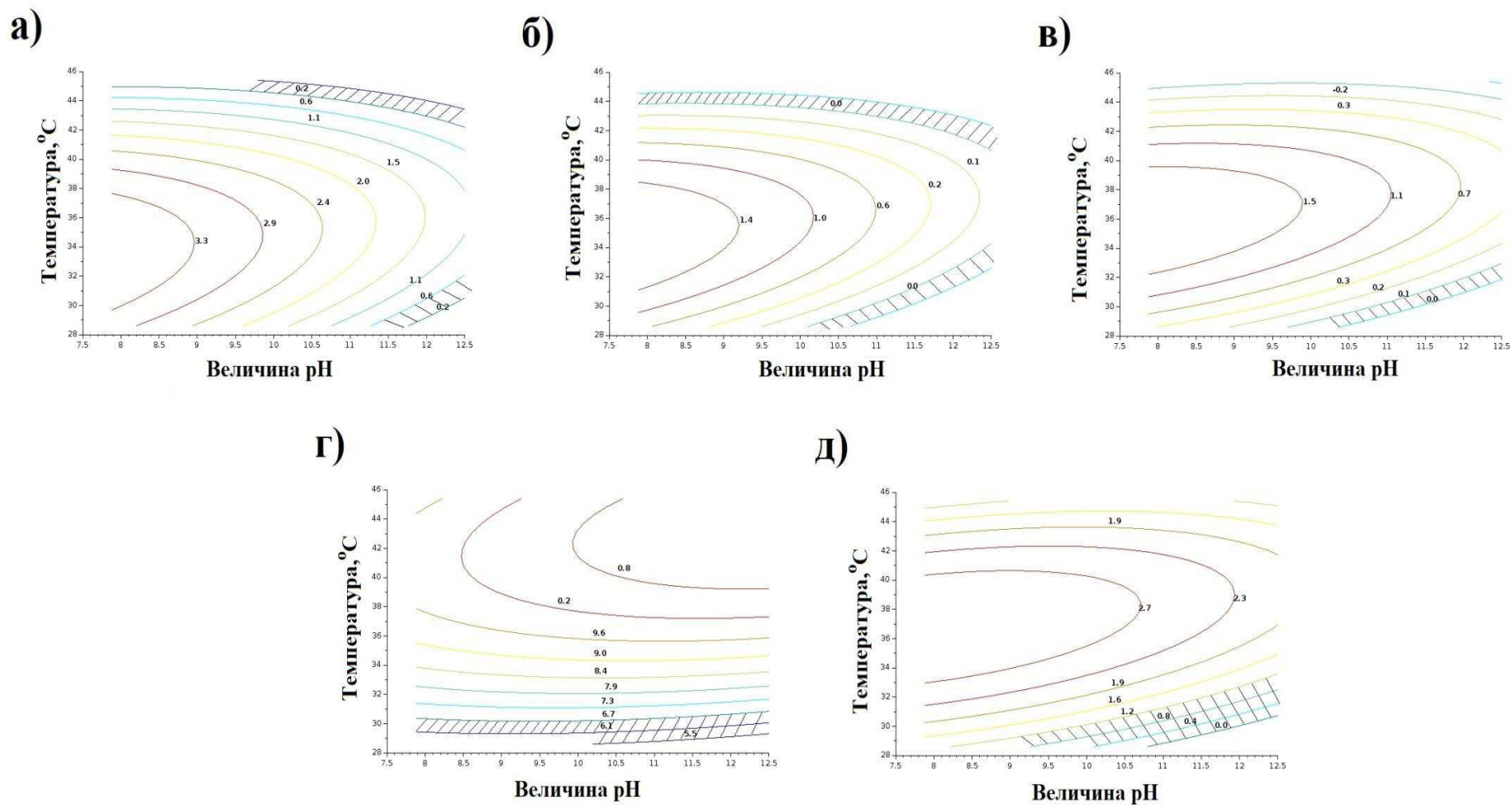


Рисунок 2.9 – Графические интерпретации для нахождения оптимума по Y_3 – остаточной концентрации цинка при исходной дозе реагента: а) 0,15 мг/дм³; б) 0,26 мг/дм³; в) 0,32 мг/дм³; г) 0,61 мг/дм³; д) 0,40 мг/дм³

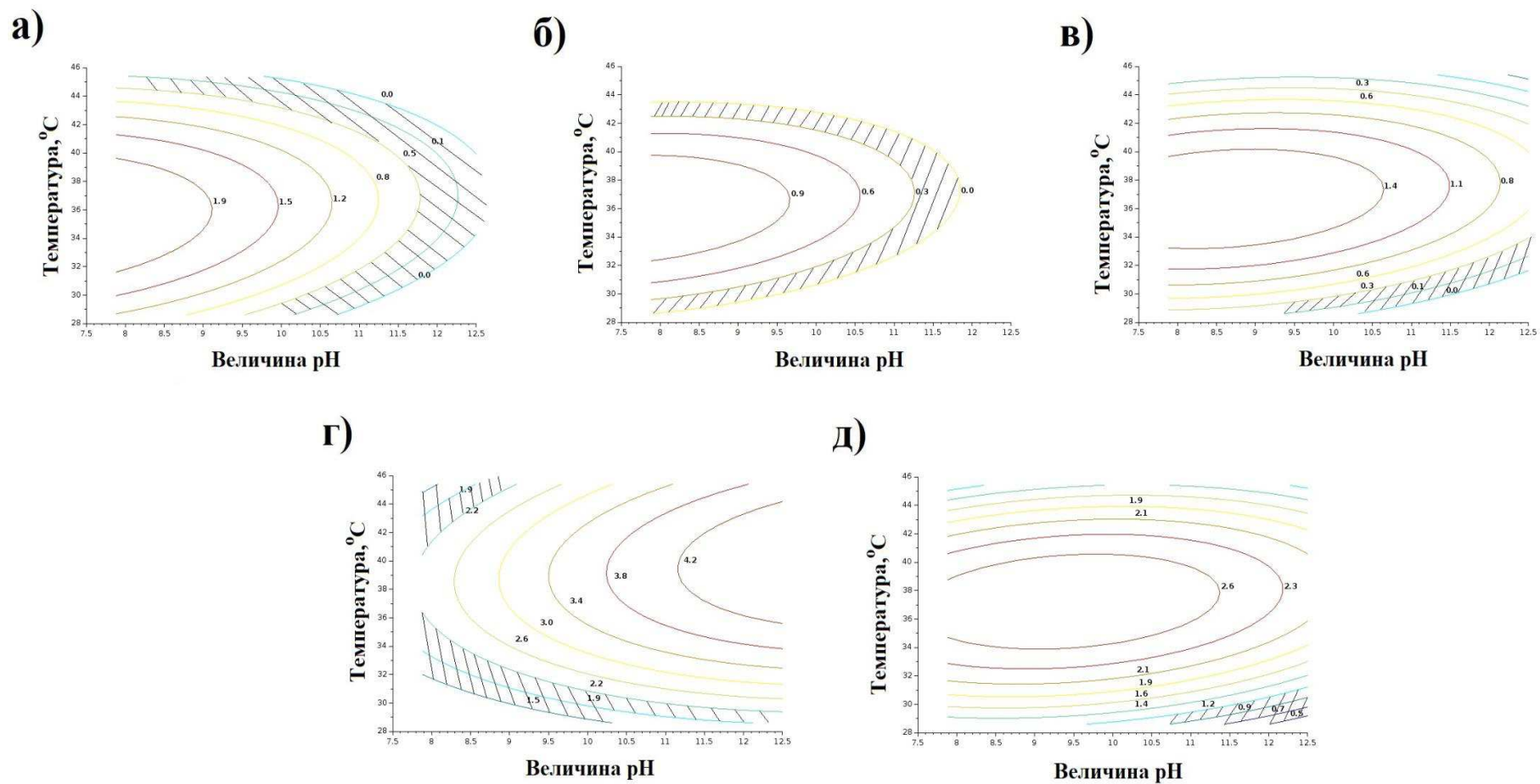


Рисунок 2.10 – Графические интерпретации для нахождения оптимума по Y_3 – остаточной концентрации цинка при исходной дозе реагента: а) 0,15 мг/дм³; б) 0,26 мг/дм³; в) 0,32 мг/дм³; г) 0,61 мг/дм³; д) 0,40 мг/дм³

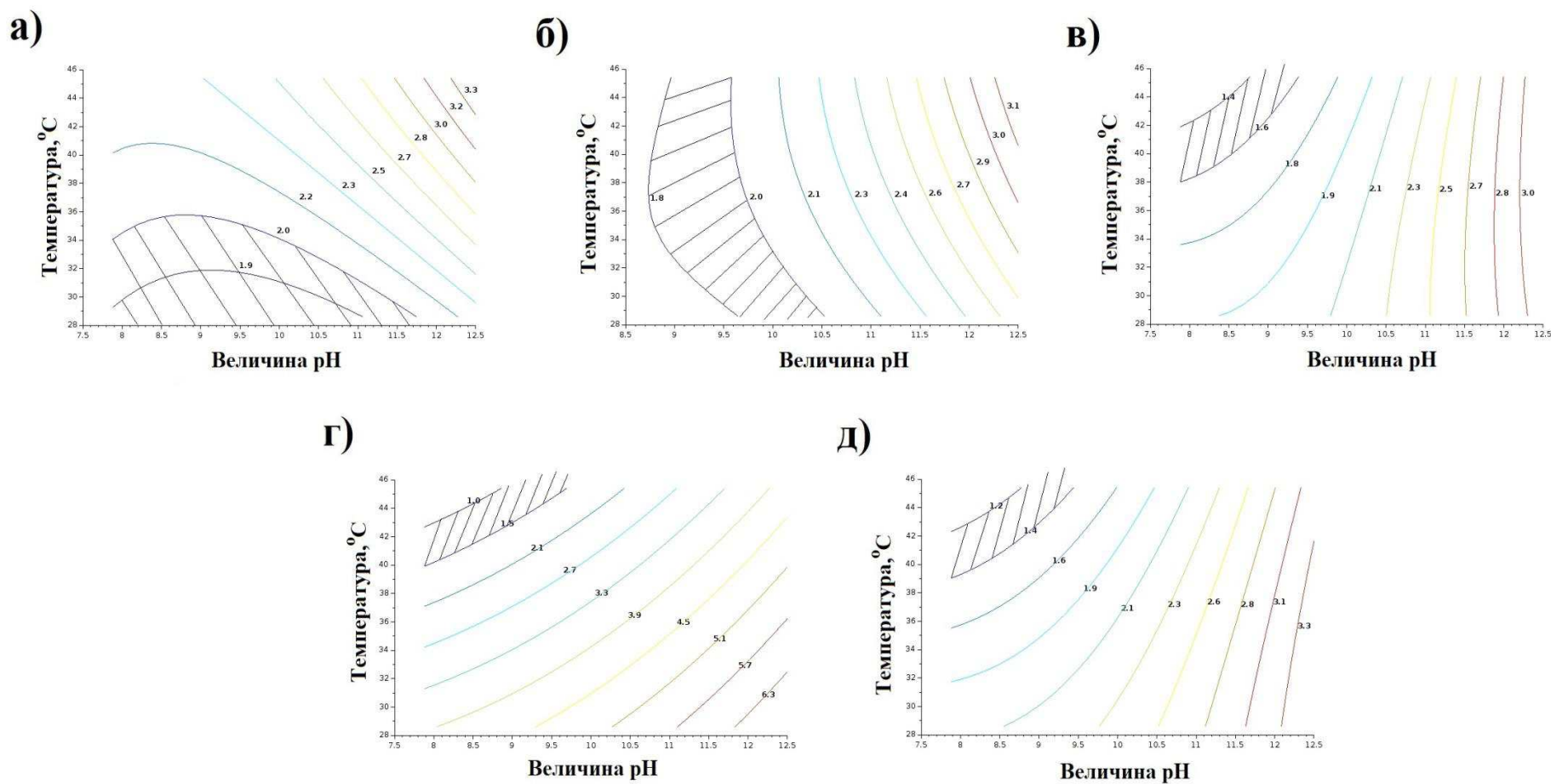


Рисунок 2.11 – Графические интерпретации для нахождения оптимума по Y_4 – объему образующегося осадка при исходной дозе реагента: а) $0,15 \text{ мг/дм}^3$; б) $0,26 \text{ мг/дм}^3$; в) $0,32 \text{ мг/дм}^3$; г) $0,61 \text{ мг/дм}^3$; д) $0,40 \text{ мг/дм}^3$

На представленных диаграммах для регулировочного процесса очистки видно, что оптимальная доза реагента Amersep MP7 для данных стоков составляет $0,25 \text{ мг/дм}^3$, в этом случае обезвреживание проходит в широком диапазоне и по температуре, и по регулированию величины рН. При уменьшении дозы реагента требуется более высокий температурный режим для обезвреживания, а при увеличении дозы реагента процесс должен проходить в более щелочной среде, и при низких температурах.

Из диаграмм также видно, что минимальный объем осадка при применении дозы реагента Amersep MP7 $0,25 \text{ мг/дм}^3$ образуется при величине рН от 7,0 до 8,0.

На практике в лабораторных условиях проводился ряд оптимизационных испытаний на основе аналитически определенных содержаний металлов и соответствующих количеств реагента-осадителя. В результате обработки сточной воды реагентом-осадителем удалось снизить содержание ионов тяжелых металлов в воде и определить оптимальную дозу реагента.

Используя при обработке опытных данных принципы регрессионного и корреляционного анализа, была найдена зависимость между переменными и условия оптимума, то есть построена математическая модель, характеризующая результаты эксперимента с переменными параметрами.

Результаты экспериментальных исследований были использованы для разработки и внедрения экологически безопасной, технологически обоснованной и экономически целесообразной схемы обезвреживания данных стоков.

Для достижения более глубокой очистки были проведены дополнительные исследования по изучению возможности проведения второй ступени очистки с использованием фильтров, загруженных различными фильтрующими материалами для достижения более глубокой очистки. Данные материала наиболее доступны в г. Красноярск.

Фильтрующие материалы:

1) Гранодиоритовый песок. Песок гранодиоритовый, как фильтрующий материал, обладает высокими физико-механическими особенностями и технологическими свойствами, что дает возможность применять данный сорбент в любых фильтровальных сооружениях осветления и обезжелезивания воды: скорые фильтры; контактные осветлители; фильтры обезжелезивания; поддерживающие слои фильтров осветления и обезжелезивания воды; фильтры доочистки сточных вод.

Технологические достоинства материала:

- высокая механическая прочность;
- крупная пористость;
- большая удельная поверхность;
- возможность фильтрации с большими скоростями;
- большая грязеемкость;
- хорошие гидравлические характеристики.

2) Углеродминеральный сорбент СНГ. Из руд скрытокристаллического графита разработан новый класс сорбентов СНГ-30, СНГ30А. Они предназначены для глубокой сорбционной очистки, активации, минерализации жидкостей, водно-спиртовых растворов, очистки дымовых и технологических газов, металлы (железо, алюминий, свинец, цинк, медь, никель, хром, кобальт, стронций, соли тяжелых металлов), газообразные соединения.

Они могут быть использованы как технологические среды для осветления красительных растворов тканей в сорбционно-химических технологиях, а также как катализаторы окислительно-восстановительных реакций при высоких температурах.

Химический состав сорбентов СНГ в процентном выражении таков:

- Углерод – 70,98 - 80,90;
- SiO₂ – 8,41 - 10,4;
- CaO – 2,26 - 2,79;

- MgO – 1,34 - 1,66;
- Fe₂O₃ – 1,89 - 2,33;
- Al₂O₃ – 3,82 - 4,73;
- SO₃ – 0,58 - 0,72;
- K₂O – 0,30 - 0,37;
- Na₂O – 0,35 - 0,43;
- Кислород общий – 4,53 - 5,60.

Сорбенты СГН отличаются от отечественных аналогов большим содержанием мезопор и высокой механической прочностью, что повышает их эксплуатационные свойства. Большая насыпная плотность по сравнению с аналогами не является недостатком. Для равноценной замены аналогов по сорбционной емкости и степени извлечения примесей из модельных жидкостей необходима двойная весовая норма сорбентов СГН. В этом соотношении весовой объем заполнения типовых фильтров сорбентами СГН увеличивается в 4 раза, т.е. вдвое увеличивается срок работы фильтров. Удельные показатели для расчета производительности: 1,5-2 л в час на 1 кг сорбента и для общего количества растворов, очищаемых от примесей 2000-3000 л на один кг сорбента.

Преимуществом сорбента также является – отсутствие антропогенных технологических добавок, наличие долговечной сырьевой базы, безотходной и экологически чистой технологией переработки руд, что обеспечивает им значительно меньшую себестоимость производства и отпускную цену. Сорбенты СГН, благодаря сочетанию углерода и минералов базальтовых пород, обеспечивают более качественные органолептические свойства жидкости, что создает конкуренцию активным углям в производстве пищевых продуктов.

3) «Сорбент АС». Применяется для очистки любых типов воды. Является экономически эффективным решением для удаления большого спектра загрязнений, включая железо, тяжелые цветные металлы, алюминий, нефтепродукты.

«Сорбент АС» рекомендован для применения в напорных и безнапорных системах в качестве основного или многослойного элемента слоя загрузки. Действует как катализатор окисления в реакциях взаимодействия растворённого кислорода с соединениями железа (II) и (III), в результате чего образуется гидроксид железа (III), который является нерастворимым соединением и легко удаляется обратным током воды. В процессе прохождения воды через фильтрующий материал на его гранулах формируется плёнка гидроокиси железа, которая ещё больше повышает сорбционные свойства материала по тяжёлым цветным металлам.

Основные технические характеристики сорбента АС представлены в таблице 2.6, так же рабочие условия сорбента АС в таблице 2.7.

Таблица 2.6 – Основные технические характеристики сорбента

Характеристика	Показатель
Насыпная плотность	$700 \pm 20 \text{ кг/м}^3$
Удельная поверхность	$150 \pm 30 \text{ м}^2/\text{г}$
Истираемость	0.06 %
Измельчаемость	0,04 %
Условная механическая прочность	0.79 %
Межзерновая пористость	$49 \pm 3 \%$
Коэффициент формы зерна	1.65-1.71
Ёмкость по нефтепродуктам в динамических условиях	170 г/кг
Расчётная ёмкость по железу и взвешенным веществам	1 г/л
Коэффициент распределения радионуклидов	103-104
рН	минимум 5.8
Фракции фильтрующего материала	0.315-0.7; 0.7-1.5; 1.5-3.0 мм

Таблица 2.7 – Рекомендуемые рабочие условия

Рабочие условия	Показатель
Высота слоя	40-100 см
Скорость фильтрации	10-20 м/ч
Скорость промывки при расширении 30-35 %	20 м/ч
Продолжительность обратной промывки	10 мин

Рассматриваемые фильтрующие материалы представлены на рисунке 2.12.

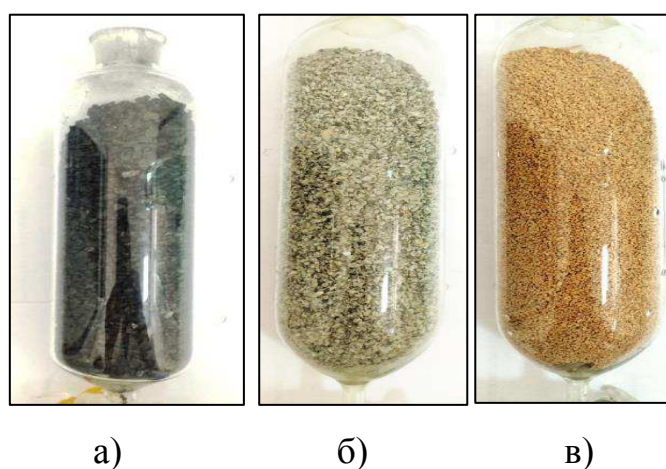


Рисунок 2.12 – Фильтрующие материалы: а) – применение фильтра с углеродминеральным сорбентом; б) – применение фильтра с гранодиоритовым песком; в) – применение фильтра с сорбентом АС

Полученные результаты исследований показали, что вторая ступень очистки металлосодержащих сточных вод позволяет осуществить глубокую очистку стоков. Остаточные концентрации ионов меди, никеля и цинка после второй ступени очистки смотреть в таблице 2.8.

Таблица 2.8 – Результаты исследований I и II степени очистки

Название металла	№ пробы	Исходная концентрация, $г/дм^3$	Величина pH	Доза реагента, $мг/дм^3$	I степень очистки	II степень очистки		
					$C_{ост}$, (после обработки реагентом)	Фильтр с гранодиоритовым песком	Фильтр с углеродминеральным сорбентом	Фильтр с загрузкой сорбента АС
						1	2	3
					$C_{ост}^{Me}$	$C_{ост}^{Me}$		
Cu^{2+}	1	60	10	0,21	0,037	0,021	0,017	0,016
Ni^{2+}	1	10	10	0,21	0,028	0,018	0,018	0,016
Zn^{2+}	1	20	10	0,21	0,037	0,028	0,019	0,017

По полученным данным были составлены гистограммы, позволяющие сравнить варианты обработки сточных вод различными фильтрующими материалами. Построенная гистограмма представлена на рисунке 2.13.

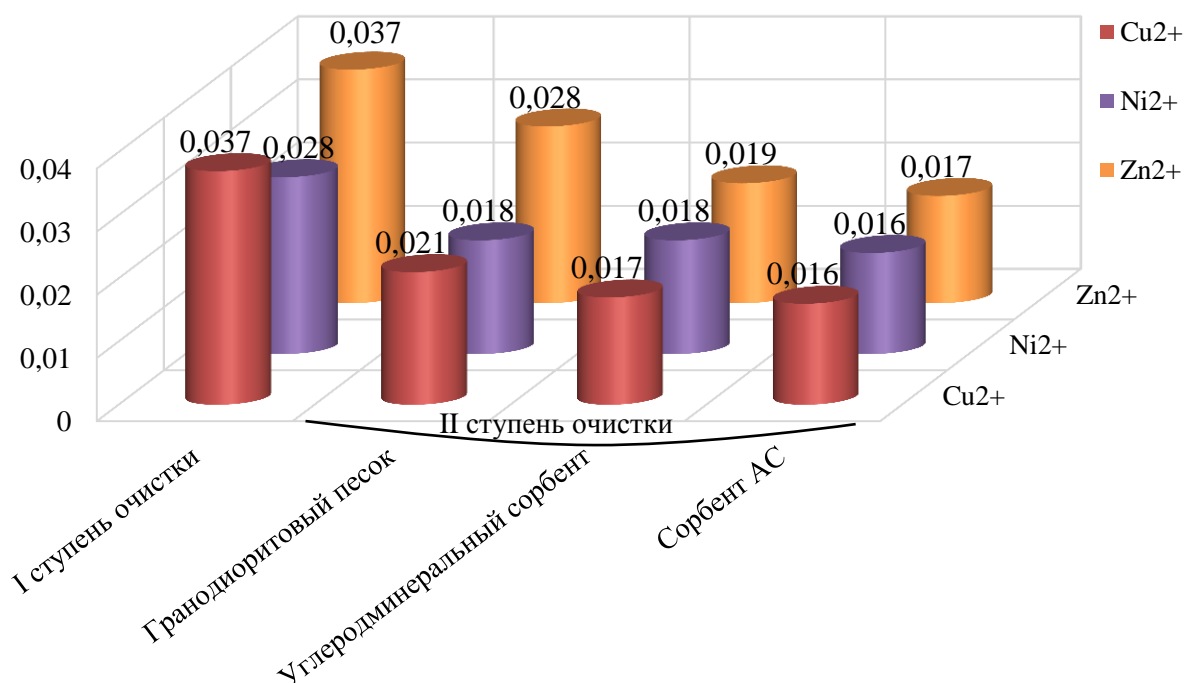


Рисунок 2.13 – Гистограмма I и II ступеней очистки

Выявлено, что более высокий эффект очистки достигается при использовании углеродминерального сорбента, получаемого из руд скрытокристаллического графита или с применением фильтра с сорбентом АС, но углеродминеральный сорбент не обладает высокой механической прочностью, представлено в таблице 2.9, поэтому к использованию рекомендуется применять сорбент АС, что позволяет в дальнейшем увеличить производительность существующих фильтровальных станций.

Таблица 2.9 – Сравнительные характеристики фильтрующих материалов

Наименование фильтрующего материала	Истираемость, %
Углеродминеральный сорбент	0,6
Гранодиоритовый песок	3,9
Сорбент АС	0,06

3. Исследование состава осадка, образующегося при обезвреживании металлосодержащих сточных вод реагентом-осадителем

Одной из наиболее важных мер по сохранению природной окружающей среды является утилизация отходов вредных производств.

Однако в настоящее время недостаточно освещены вопросы по использованию современных методов для исследования химического состава и структуры получаемых осадков.

Съемка рентгенограмм осуществлялась на автоматизированном рентгеновском дифрактометрическом оборудовании фирмы Shimadzu XRD-7000S (излучение CuK_α).



Рисунок 3.1 – Рентгеновский дифрактометр Shimadzu XRD-7000S

РФА проводился с использованием информационно-поисковой системы рентгенофазовой идентификации материалов (ИПС ФИ), совмещающей качественный и полуколичественный анализ. Для полуколичественного РСА применялся метод фундаментальных параметров (рентгенофлуоресцентный энергодисперсионный спектрометр ARL Quant'X).

Термический анализ проводили на синхронном термическом анализаторе SDT Q600 совмещенном с ИК-Фурье спектрометром Nicolet380 с TGA/FT-IR интерфейсом (приставка для анализа газовой фазы).



Рисунок 3.2 – ИК-Фурье спектрометр Nicolet 380 совместимый с термоанализатором SDT Q600

Данный комплекс позволял одновременно получать данные ДТА, ТГ и состав выделяющейся газовой фазы. Из полученных ИК-спектров строили временную зависимость оптической плотности для выделяющихся газов. По данным термогравиметрии приблизительно оценивали максимальное содержание органических соединений. Термический анализ осуществляли в среде воздуха, нагрев проводили от комнатной температуры до 1000 °С со скоростью 20 К/мин. Результаты спектрального анализа приведены в таблице 3.1.

Таблица 3.1 – Элементный состав по данным РСА

Элемент	Fe	Ni	Cu	Zn	S	K	Ca	Na	Mg
Концентрация, масс, %	0,37	15,66	55,34	16,41	1,45	0,99	9,14	0,13	0,51

Дифрактограмма полученного осадка, приведена на рисунке 3.3.

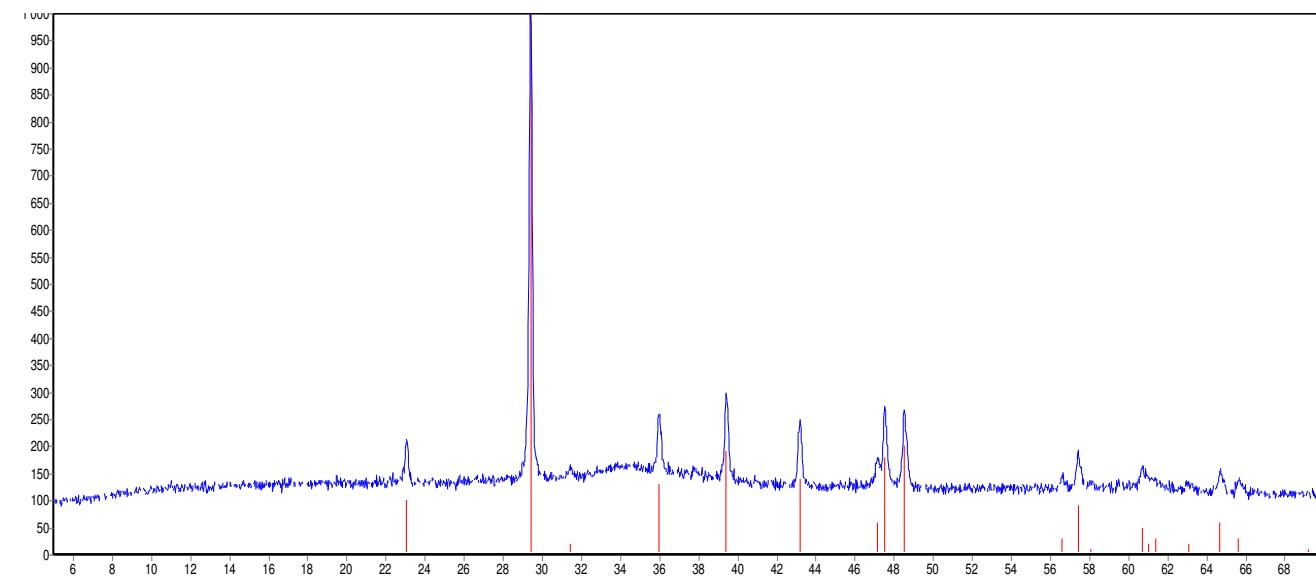


Рисунок 3.3 – Рентгенограмма осадка

Определению цинка рентгеноспектральным методом на энергодисперсионных спектрометрах сильно мешает присутствие меди в пробе, так как α -линия цинка перекрывается с β -линией меди. Поэтому совместное определение цинка и меди в пробе лучше проводить другим методом.

Так как представленные образцы содержат органические соединения, которые сложно анализировать методами РФА и РСА, дополнительно проводили термогравиметрический анализ образцов, который в дальнейшем дал исследовать 3D кинетику отходящих газов при пиролизе осадка. Результаты анализа представлены на рисунке 3.4.

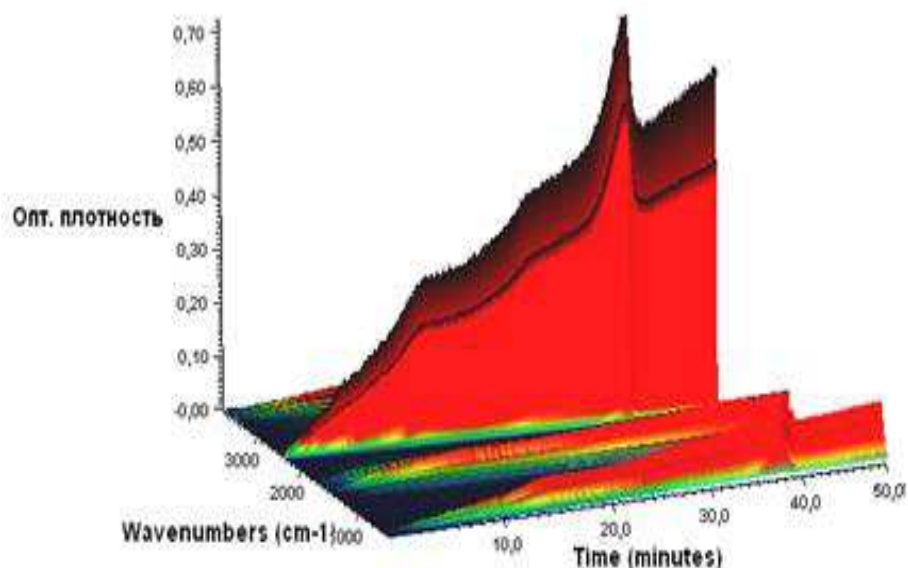


Рисунок 3.4 – 3D-ИК спектр отходящих газов при пиролизе осадка (оптическая плотность -волновое число-время)

С помощью качественного дифференциально-термического анализа определяют природу и число фаз в смесях различных веществ. Входящие в смесь компоненты могут быть обнаружены по тепловым эффектам, свойственным каждому веществу.

Термический анализ это один из достаточно быстрых методов исследования, который дает возможность проследить ход физико-химических превращений при изменении температуры. Сущность термоанализа заключается в определении (при помощи кривых нагревания или охлаждения образца) температур превращения и взаимодействия веществ, сопровождающегося термическими эффектами, то есть поглощением тепла (эндотермические процессы) или выделением тепла (экзотермические). По кривым нагревания можно изучать эффекты фазовых превращений в обратимых и необратимых процессах, превращение аморфного вещества в кристаллическое, распад и образование твердых растворов, плавление, кипение, реакции разложения, дегидратации, окисления, восстановления, обмена и т.д.

При изучении физико-химических процессов наравне с методом кривых нагревания (ДТА) применяют метод регистрации веса (термогравиметрический

анализ) в процессе нагревания. Кривая ТГ дает возможность судить о кинетике процесса окисления, восстановления, дегидротации, диссоциации, а также определить количество того или иного минерала в смеси.

Полученные спектры концентрационных кривых показали изменение концентрации по времени, т.е. возможность связать изменение массы, по кривой потери массы, с выделением этих веществ, но природу самих газов не удалось идентифицировать. Анализ был проведен на синхронном анализаторе SDTQ 600 совмещенном с ИК-Фурье спектром Nicolet 380 сTGA/FT-IR интерфейсом (приставка для анализа газовой фазы).

Данный метод позволил одновременно получить данные ДТА, ТГ и состав выделяющейся газовой фазы. Из полученных ИК-спектров строили временную зависимость оптической плотности для выделяющихся газов. По данным термогравиметрии приблизительно оценивали максимальное содержание органических соединений. Термический анализ осуществляли в среде воздуха, нагрев проводили от комнатной температуры до 1000 °С со скоростью 20 К/мин.

На основании 3D – ИК спектров получили временную зависимость оптической плотности для выделяющихся газов смотреть на рисунке 3.5.

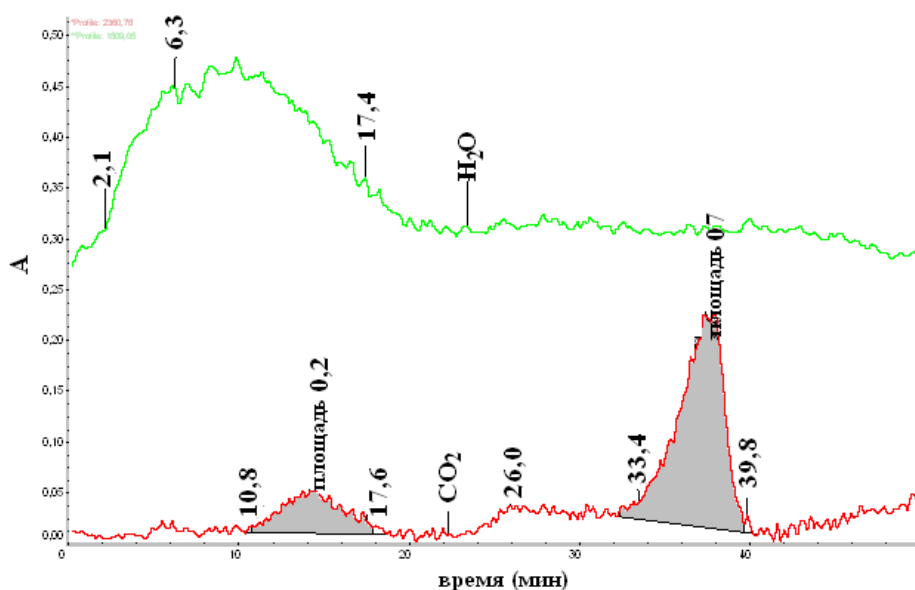


Рисунок 3.5 – Кривые выделения газов при пиролизе осадка

Термоанализ осадка и сканирование состава газовой фазы происходит синхронно. На термограмме, изображенной на рисунке 3.6, ось X обозначение как по температуре, так и по времени, поэтому от времени можно перейти к температуре и обратно. Так интервал времени 10,8 – 17,6 мин – соответствует 200 – 400 °С.

Кривые выделения газов при пиролизе осадка свидетельствуют о наличии разложения органосодержащего реагента. На участке 1 на кривой ТГ происходит уменьшение массы на 6,5 %. Этот эффект сопровождается выделением воды. На участке 2 происходит окисление органического вещества входящего в состав осадка, что сопровождается небольшим выделением углекислого газа (10,8-17,6 минут) и воды. Данный эффект сопровождается выделением тепла (экзотермический пик при 294,77 °С). На участке 3 происходит выделение углекислого газа, обусловленное разложением карбоната кальция. Разложению карбоната кальция отвечает эндотермический эффект с началом при 678,28 °С. При разложении карбоната кальция выделилось 10 % CO₂, отсюда следует что содержание карбоната кальция 22,7 %. Площадь пика на кривой выделения газов, которая отвечает за выделение CO₂ при разложении карбоната кальция равна 0,7, а площадь пика, которая отвечает за сгорание органического углерода 0,2. Площади пика 0,7 соответствует 10 % CO₂, значит площади пика 0,2 соответствует 2,85 % CO₂ или 0,78 % С. Таким образом содержание органического углерода в пробе составляет 0,78 %.

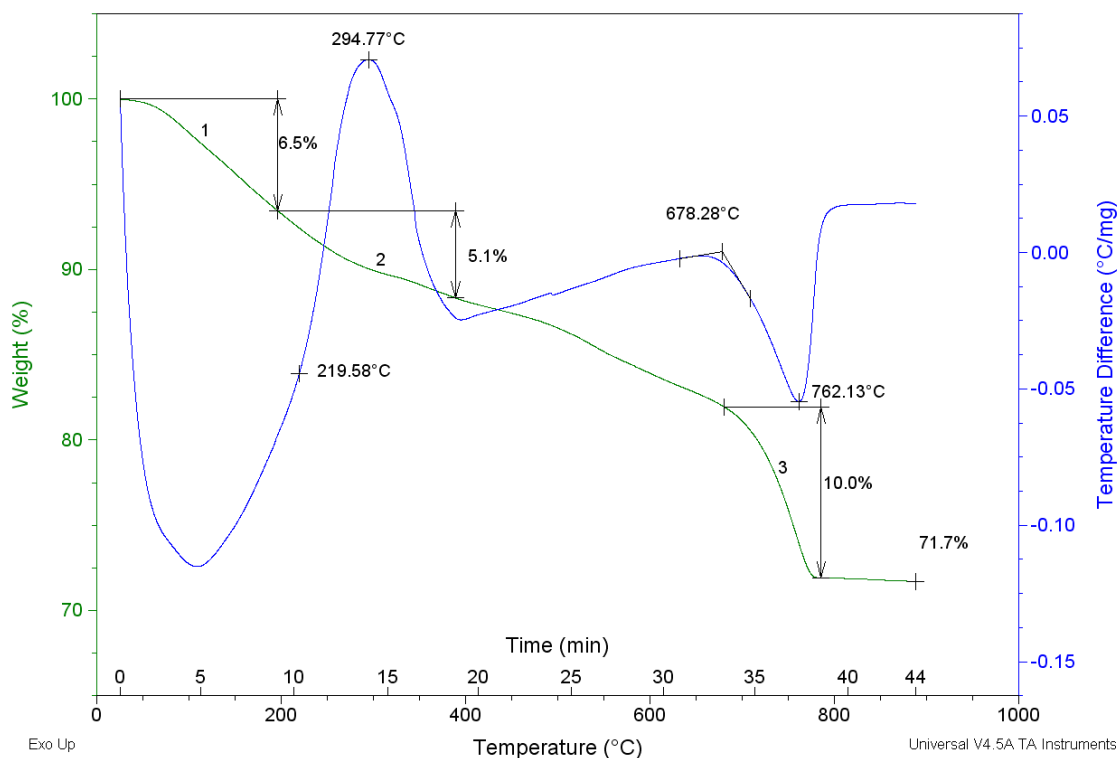


Рисунок 3.6 – Термограмма осадка

Элементный состав представленного осадка был определен полуколичественным методом рентгенофлуоресцентного анализа по способу фундаментальных параметров на рентгенофлуоресцентном волнодисперсионном спектрометре Shimadzu XRF-1800.

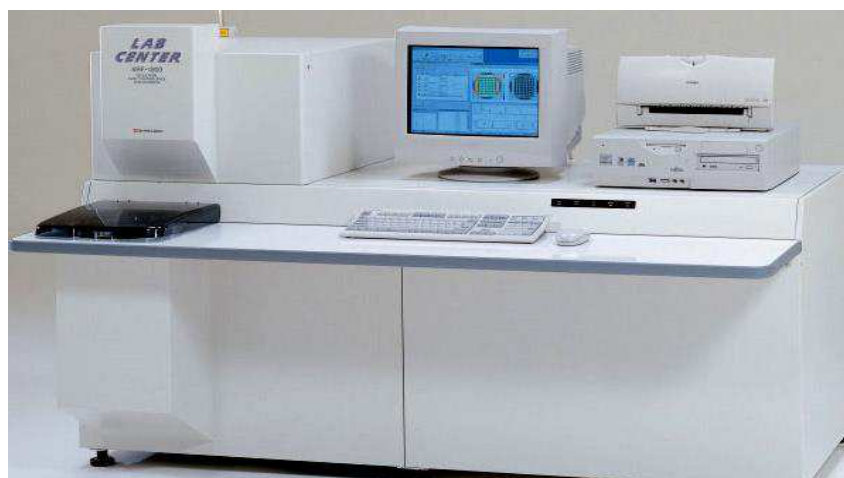


Рисунок 3.7 – Рентгенофлуоресцентный волнодисперсионный спектрометр Shimadzu XRF-1800

Результаты анализа (в пересчете на оксиды, поскольку анализ кислорода непосредственно вносит высокую ошибку) представлены в таблице 3.2 и на рисунке 3.7.

Для возбуждения характеристического излучения элемента в материале пробы используются тормозное излучение и характеристическое излучение материала анода рентгеновской трубки. Тормозное излучение возникает при торможении электронов анодом рентгеновской трубки. Оно разлагается в сплошной спектр, имеющий границу со стороны малых длин волн. Положение этой границы определяется энергией падающих на вещество электронов и не зависит от природы вещества. Характеристические рентгеновские лучи образуются при выбивании электрона одного из внутренних слоев атома с последующим переходом на освободившуюся орбиту электрона с какого-либо внешнего слоя. Они обладают линейчатым спектром.

Возбуждение атомов вещества в пробе возникает при облучении рентгеновскими лучами трубки. Проба начинает флуоресцировать, испуская характеристическое рентгеновское излучение. Химический элемент в пробе может эмитировать рентгеновское излучение только тогда, когда энергия возбуждающих рентгеновских квантов выше, чем энергия связи (край поглощения) внутреннего электрона элемента. При этом процесс возбуждения рентгеновской флуоресценции носит вероятностный характер, т.е. возникновение разных линий определяется вероятностью соответствующих переходов, этим определяется и «яркость» различных линий спектра. Другой весьма важной особенностью характеристических спектров рентгеновских лучей является то, что каждый элемент дает свой спектр независимо от того, возбуждается ли этот элемент к испусканию рентгеновских лучей в свободном состоянии или в составе химического соединения. Эта особенность характеристического спектра рентгеновских лучей используется для идентификации различных элементов в сложных соединениях и является основой рентгеноспектрального анализа, позволяющего определить валовое содержание данного элемента в пробе.

Таблица 3.2 – Результаты анализа осадка

Концентрация, %	Элемент (в пересчете на оксид)
29,9	CaO
32,6	CuO
9,3	SiO ₂
3,36	C
6,32	MgO
6,14	NiO
4,70	S
4,80	ZnO
1,11	Al ₂ O ₃
1,05	Fe ₂ O ₃
0,50	P
0,12	K ₂ O
0,10	Cr ₂ O ₃
0,05	MnO

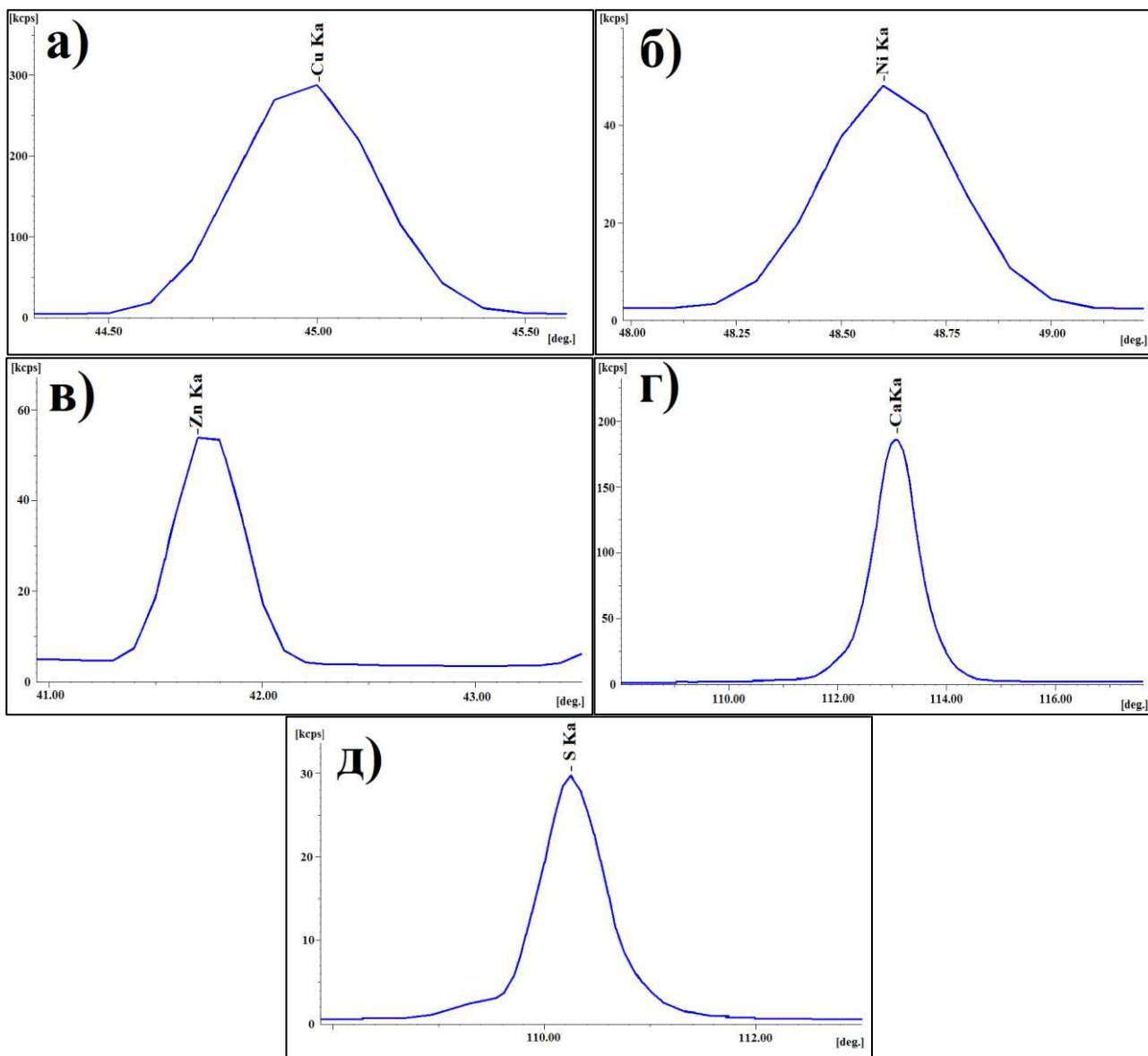


Рисунок 3.8 – Рентгеновские спектры флуоресценции: а) Cu – Intensity 290, б) Ni – Intensity 48, в) Zn – Intensity 54, г) Ca – Intensity 185, д) S – Intensity 28

Проведенные исследования показали, что в получаемом в результате реагентной обработки осадке присутствуют адсорбированная вода, двуводный сульфат кальция, полуводный сульфат кальция, соединения меди, никеля, цинка, органические соединения и кальцит.

Результаты экспериментальных исследований в дальнейшем дают возможность и разработать современную схему утилизации.

3.1. Проблемы и способы утилизации гальваношламов

В современном мире, существует множество экологических проблем, одна из них – это проблема утилизации гальваношламов, так как с каждым годом отходов становится больше, а полигоны для их хранения приходится постоянно расширять. На данный момент существуют возможности утилизировать такие отходы, которые содержат ионы тяжелых металлов и получить из них сырье, применяемое при изготовлении различных строительных материалов.

Строительные материалы с применением гальваношламов:

- 1) Керамзит;
- 2) Черепица;
- 3) Керамическая плитка;
- 4) Кирпич;
- 5) Бетон и смеси для укладки кирпича;
- 6) Асфальтобетон;
- 7) Синтетический каучук и другие.

Утилизация гальваношламов содержится в том, что высушивают массу, а затем добавляют, к примеру, в керамическую смесь. Таким же способом ее добавляют в асфальтобетонную смесь и в цементно-песчаный раствор, который используется для кладки кирпича.

При изготовлении керамических изделий такая добавка позволяет уменьшить время сушки и время обжига на несколько часов. Уменьшаются браки изделий. А также интенсивность окраски и прочность керамики становится больше. Утилизация отходов гальванического производства путем добавления в асфальтобетонную смесь позволяет примерно 30% сэкономить щебеночный наполнитель.

Первый способ утилизации гальваношламов – это полное восстановление сырьевых свойств. А второй заключается в минерализации шламов. Он основан на понимании того, что большинство добываемых

стройматериалов представляют собой устойчивые соединения подобных элементов.

Шламы повышают физические свойства керамики и строительного кирпича. Их доля при этом составляет 3-5 %.

Для нашей страны проблема утилизации является актуальной, так как огромные территории используются в качестве хранилищ гальваношламов. Переработка гальванических отходов позволит не только в значительной степени снизить токсичное влияние на окружающую среду, но и очистить земли под сельскохозяйственные нужды, а также выпускать различные строительные материалы с улучшенными свойствами.

На сегодняшний день, все развитые страны мира пытаются переработать промышленные отходы таким образом, чтобы повторно использовать их в других видах производства. Это позволяет не только более выгодно расходовать материалы, но и эффективно решать проблему с загрязнением нашей планеты.

В результате, ученые научились выделять из гальваношлама, образующегося после электрокоагуляционного метода очистки промывных сточных вод, продукт, который заменяет в резиновых смесях активатор вулканизации и модификатор, который увеличивает крепление резины к металлу. Из отходов после реагентной обработки получены наполнители для резиново-технических и асбестово-технических композиций. Если их смешать с электрокоагулянтными отходами, могут быть переработаны в антикоррозийный пигмент заменяющие дорогостоящие препараты. Многолетнее сотрудничество научных работников, проектировщиков и производителей привело к тому, что сейчас многие проблемы, связанные с утилизацией отходов, решены.

4. Технологический расчет основных схем обезвреживания сточных вод гальванического производства

После анализа литературных источников и научно-исследовательской части работы, было предложено четыре метода очистки металлосодержащих сточных вод:

1. Гальванокоагуляционная обработка.

Метод основан на электрохимической обработке сточных вод в электрическом поле и под действием электрического тока, возникающем при переменном контакте гальванопары, состоящие их электродов, имеющих в водных растворах различные стандартные потенциалы. Наиболее перспективным из них являются алюминий (Al), железо (Fe), медь (Cu) и углерод (C).

Процессы осуществляются в «гальванокоагуляторах» - проточных вращающихся барабанах, в которые в качестве электродов загружается смесь железного скрива с дробленным коксом без введения химических реагентов.

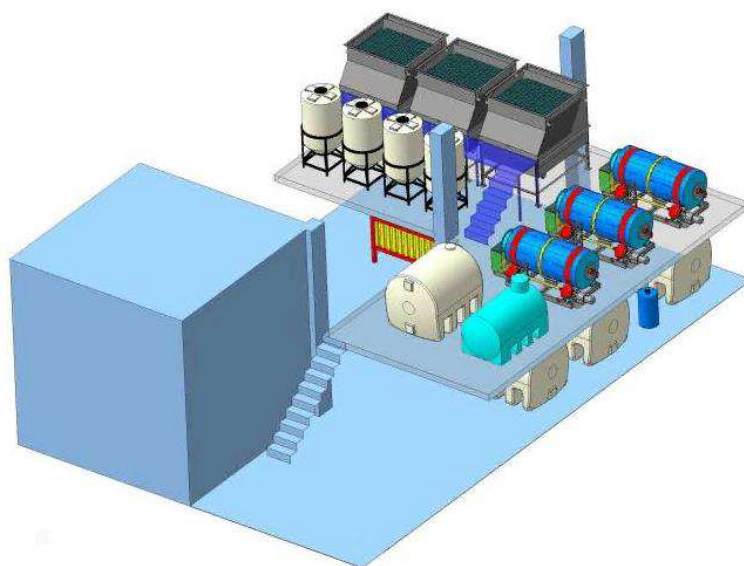


Рисунок 4.1 – 3D локальных очистных сооружений гальванического производства ОАО «Горизонт» г. Ростов-на-Дону до $7,5 \text{ м}^3/\text{час}$

2. Электрокоагуляционная обработка.

Электрокоагуляция как метод превращения примесей в грубодисперсное состояние основывается на множестве физико-химических процессов, протекающих в жидкости под воздействием электрического тока:

– электростатическая (поляризационная) коагуляция - диполь-дипольное взаимодействие коллоидных частиц за счет дальнедействующих сил притяжения, возникающих при наложении электрического поля;

– электрохимическая коагуляция - взаимодействие частиц при изменении их заряда или толщины двойного электрического слоя за счет изменения физико-химических свойств раствора (рН и E_h) в межэлектродном объёме или приэлектродных слоях;

– электролитическая коагуляция - взаимодействие частиц при введении потенциалообразующих ионов металлов за счет электрохимического растворения электродов;

– гидродинамическая коагуляция - слипание частиц за счет увеличения числа их столкновений при перемешивании жидкости в электролизере (перемешивание жидкости может осуществляться как продуктами электрохимических реакций, так и за счет конструктивных приемов);

– концентрационная коагуляция - увеличение числа столкновений частиц, приводящих к их слипанию, за счет повышения локальных концентраций частиц в межэлектродном объёме при их транспорте, осаждении на электродах и т.п.

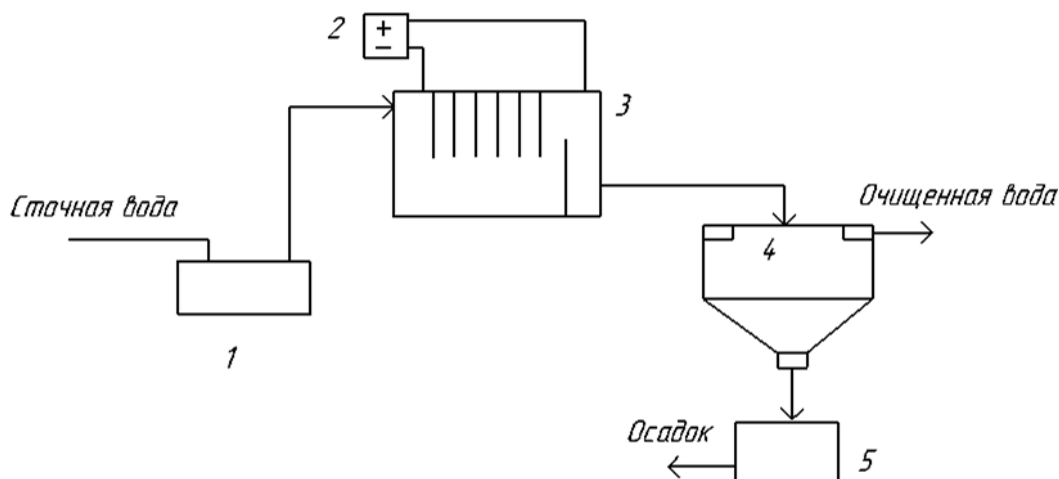


Рисунок 4.2 – Принципиальная схема электрокоагуляционной установки: 1 – усреднитель; 2 – источник тока; 3 – электрокоагулятор; 4 – отстойник; 5 – бак для обезвоживания осадка

3. Реагентный метод очистки.

Самое большое распространение в практике очистки сточных вод от ионов тяжелых металлов является реагентный метод. Он включает в себя процессы нейтрализации, окислительно-восстановительные реакции, осаждение и обезвоживание образующегося осадка, и позволяет довольно полно удалять из стоков тяжелые металлы. При реагентной обработки ионы тяжелых металлов переводятся, как правило, в гидроксидные соединения путем повышения рН усредненных стоков до рН их гидратообразования с последующим осаждением, фильтрацией. Нейтрализация свободных минеральных, кислот и химическое осаждение ионов тяжелых металлов (железо, цинк, никель, медь и др.) в виде соответствующих гидроксидов, а также основных карбонатов производится с помощью щелочных реагентов.

Главное достоинство реагентного метода – это возможность применения его для обезвреживания кислотно-щелочных сточных вод различных объемов с различной концентрацией ионов тяжелых металлов. Высококонцентрированные сточные воды гальванических производств (отработанные технологические растворы и электролиты) чаще всего очищают

совместно с малоконцентрированными (промывочными) сточными водами, в частности на установках для их реагентной очистки.

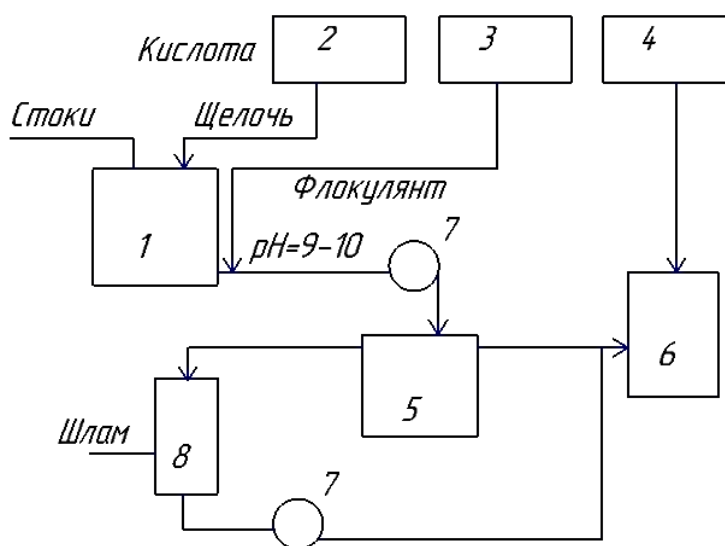


Рисунок 4.3 – Принципиальная схема реагентной очистки сточных вод от ионов тяжелых металлов: 1 – реактор-нейтрализатор кислотно-щелочных стоков; 2 – дозатор щелочного агента; 3 – дозатор флокулянта; 4 – дозатор раствора кислоты; 5 – отстойник; 6 – механический фильтр; 7 – насос; 8 – нейтрализатор очищенной воды

4. Очистка с помощью ионного обмена.

Ионообмен – процесс обмена между ионами, находящимися в растворе и ионами, присутствующими на поверхности твердой фазы ионита.

Метод ионного обмена заключается в том, что твердый материал (ионит) поглощает из воды ионы загрязнений в обмен на эквивалентное количество других, одноименно заряженных обменных ионов. Поэтому, общая концентрация ионов в воде не изменяется, хотя ионный состав становится другим. Иониты, участвующие в обмене катионов, называются катионитами, а анионов – анионитами. Процесс ионного обмена продолжается до достижения равновесного состояния

Принцип работы состоит в следующем: обработка сточной воды, взрыхление, регенерация и отмывка.

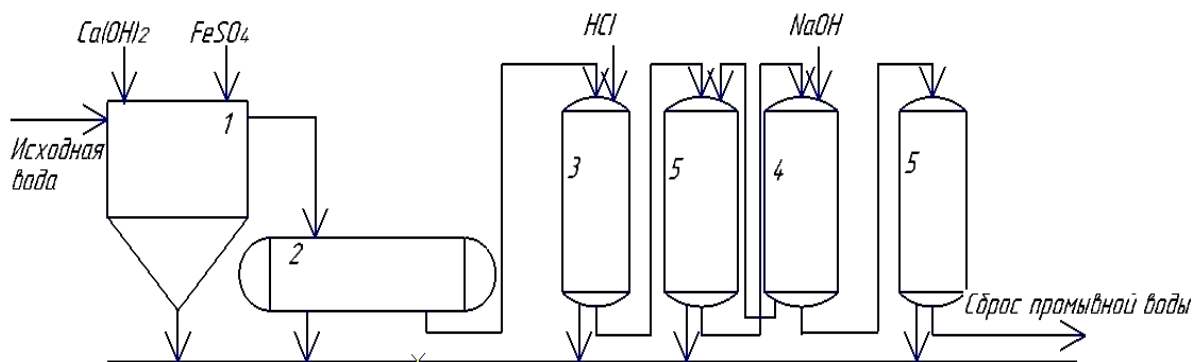


Рисунок 4.4 – Схема с использованием ионообменников: 1 – осветлитель; 2 – механические фильтры; 3 – катионитовый фильтр; 4 – анионитовый фильтр; 5 – резервуар для сбора промывной воды

4.1. Технологическая схема очистки металлосодержащих сточных вод с использованием гальванокоагулятора

Гальванокоагулятор для очистки сточных вод содержит цилиндрический элемент, установленный с возможностью вращения вокруг продольной оси, воронку, расположенную у одного из торцов обечайки с зазором относительно нее. Гальванокоагулятор содержит расположенный внутри цилиндрического элемента барбатер, выполненный в виде двух пересекающихся и соединенных между собой трубок. Каждая из трубок имеет отверстия, выполненные по винтовой линии, шаг которой равен двум длинам трубки. Один из концов барбатера жестко закреплен в воронке, а другой подсоединен к системе подачи сжатого воздуха.

Технологическая схема работает следующим образом:

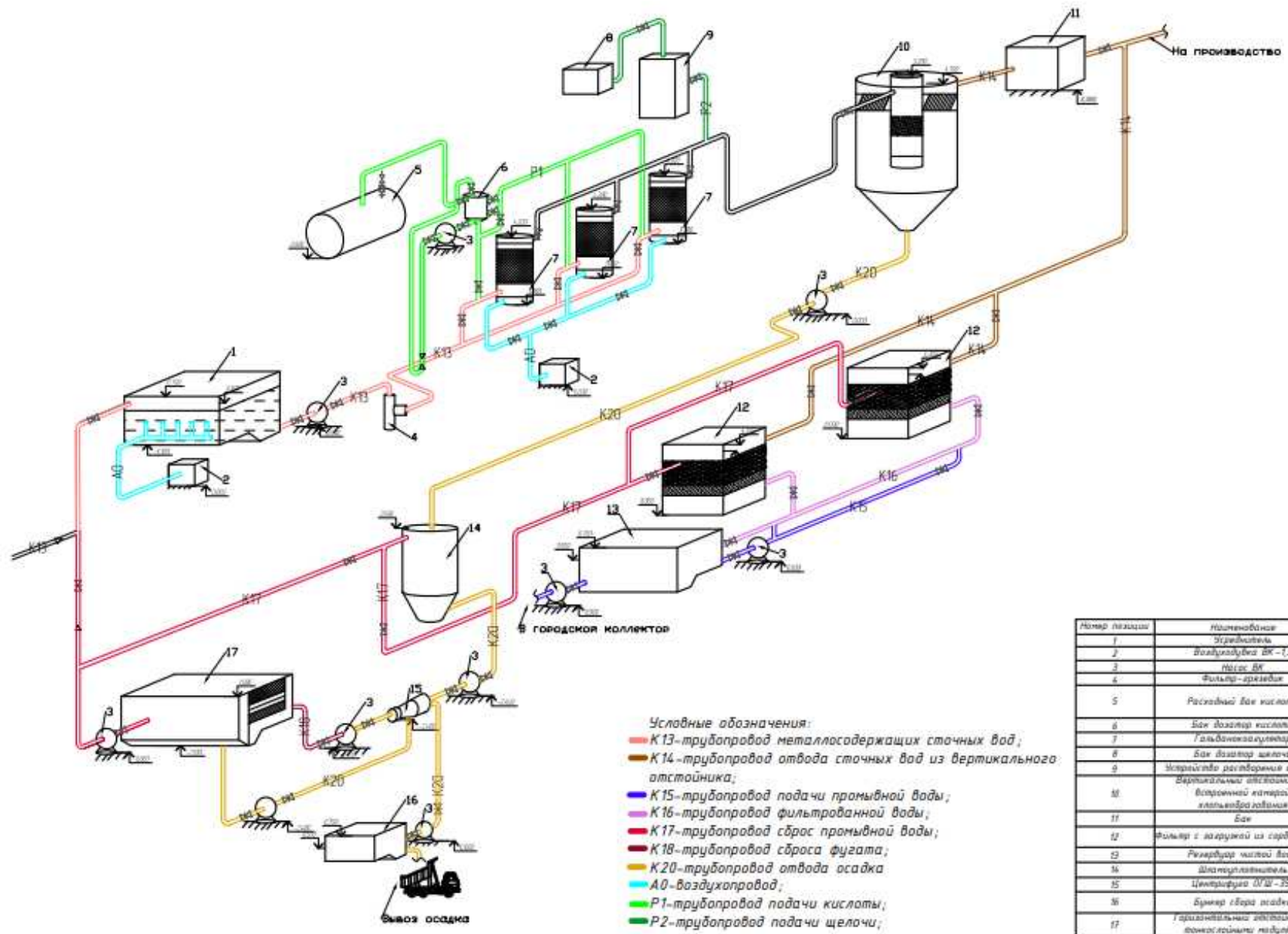
Металлосодержащие сточные воды поступают в усреднитель (1), где происходит усреднение стоков как по концентрации, так и по расходу, затем насосом (3) проходит через фильтр-грязевик (4) и поступают на гальванокоагуляторы (7). Предварительно добавляется, с помощью баков

дозаторов (6,8), кислота (5) и щелочь (9). Далее подаются в *вертикальный отстойник со встроенной камерой хлопьеобразования (10)*.

Осветленную воду возможно использовать в технологическом процессе или отправить на доочистку на *скорые фильтры с зернистой загрузкой (12)*. Очищенная вода поступает в *резервуар чистой воды (13)*, от куда может сбрасываться в городской коллектор.

Осадок из *вертикального отстойника (10)* подается *насосом (3)* в *шламоуплотнитель (14)*, где он может находится до 5 суток. Затем *насосом (3)* перекачивается на *центрифугу (15)*, где происходит разделение на жидкую и твердую фазу. После чего подается в *бункер сбора осадка (16)* и вывозится.

Фугат, образовавшийся в *центрифуге (15)*, поступает в *горизонтальный отстойник с тонкослойными модулями (17)*. Следом, с помощью насоса, подается в голову сооружения на дальнейшую очистку.



- Условные обозначения:**
- K13-трубопровод металлодержащих сточных вод;
 - K14-трубопровод отвода сточных вод из вертикального отстойника;
 - K15-трубопровод подачи промывной воды;
 - K16-трубопровод фильтрованной воды;
 - K17-трубопровод сброс промывной воды;
 - K18-трубопровод сброса фугата;
 - K20-трубопровод отвода осадка
 - A0-воздухопровод;
 - P1-трубопровод подачи кислоты;
 - P2-трубопровод подачи щелочи;

Номер позиции	Наименование	Количество
1	Углубитель	1
2	Водоразборка ВК-25	2
3	Посек ВК	30
4	Фильтр-дрезина	1
5	Расходный бак кислоты	1
6	Бак дозатор кислоты	1
7	Гидравлический цилиндр	3
8	Бак дозатор щелочи	1
9	Историческое регулирование щелочи	1
10	Вертикальный отстойник с воздушной камерой для выравнивания	1
11	Бак	1
12	Фильтры с загрузкой из сарблена АС	2
13	Реверсфор насосной воды	1
14	Шлангопровод	1
15	Центрифуга ЦД-250	1
16	Бункер сброса осадка	1
17	1 горизонтально расположенный + вертикальный модули	1

4.1.1. Расчет усреднителя

Усреднитель – регулирующая система, обеспечивающая равномерную подачу сточных вод гальванического производства.

Для обеспечения соответствующей работы очистных сооружений, применяют усреднитель, который усредняет затраты сточной воды или находящиеся концентрации веществ. В усреднителе осуществляется смешивание сточных вод и отходов разной концентрации. Чтобы обеспечить повышение качества смешивания используют барботеры. Перемешивание стоков барботированием происходит с помощью сжатого воздуха.

Для усреднения расхода и количества загрязнений применяют контактный и проточный усреднитель. В большинстве случаев применяют проточные усреднители, которые представляют собой многокоридорные (многоходовые) резервуары или емкости, снабженные перемешивающими устройствами. Многокоридорные усреднители могут быть прямоугольными и круглыми. Усреднение в них достигается смешением струй различной концентрации.

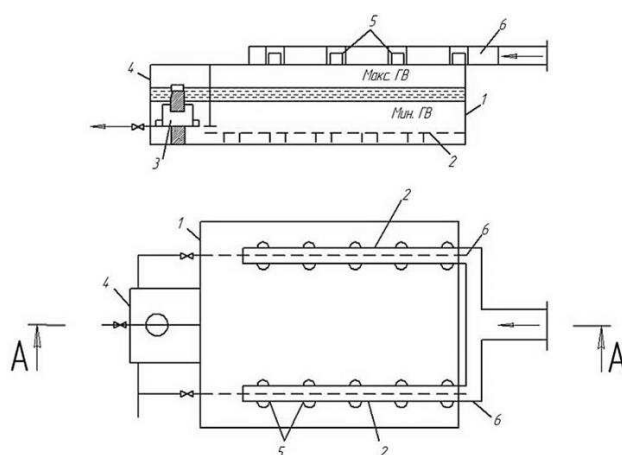


Рисунок 4.5 – Схема резервуара – усреднителя: 1 – барботер; 2 – выпускное устройство; 3 – выпускная камера; 4 – впускные отверстия; 5 – лотки; 6 – подающие отверстия

Расчет усреднителя ведется с учетом времени контакта 5 часов.

Объем усреднителя определяют по формуле

$$W = Q_{\text{час}} \cdot T, \quad (4.1)$$

где $Q_{\text{час}} = 4,93 \text{ м}^3/\text{ч}$;

$$T = 5 \text{ ч.}$$

$$W = Q_{\text{час}} \cdot T = 4,93 \cdot 5 = 24,65 \text{ м}^3$$

Проектируем 2 рабочих отделения, с глубиной $H = 1,5 \text{ м}$.

Площадь одного отделения, м^2

$$F = \frac{W}{2 \cdot H}, \quad (4.2)$$

$$F = \frac{W}{2 \cdot H} = \frac{24,65}{2 \cdot 1,5} = 8,22 \text{ м}^2$$

При ширине каждого резервуара 3 м длина будет равна

$$L = \frac{F}{B}, \quad (4.3)$$

$$L = \frac{F}{B} = \frac{8,22}{3} = 2,74 \text{ м.}$$

$$Q_{\text{возд}} = n \cdot L_{\text{б}} \cdot q_{\text{в}}, \quad (4.4)$$

где $L_{\text{б}}$ – длина барботера, $L_{\text{б}} = L - 0,2 = 2,74 - 0,2 = 2,54 \text{ м}$;

$q_{\text{в}}$ – расход воздуха, $q_{\text{в}} = 12 \text{ м}^3/\text{ч}$.

$$Q_{\text{возд}} = n \cdot L_{\text{б}} \cdot q_{\text{с}} = 2 \cdot 2,54 \cdot 12 = 60,96 \text{ м}^3/\text{ч} = 1,02 \text{ м}^3/\text{мин}$$

Принимаем одну рабочую воздуходувку ВК- 1,5М1

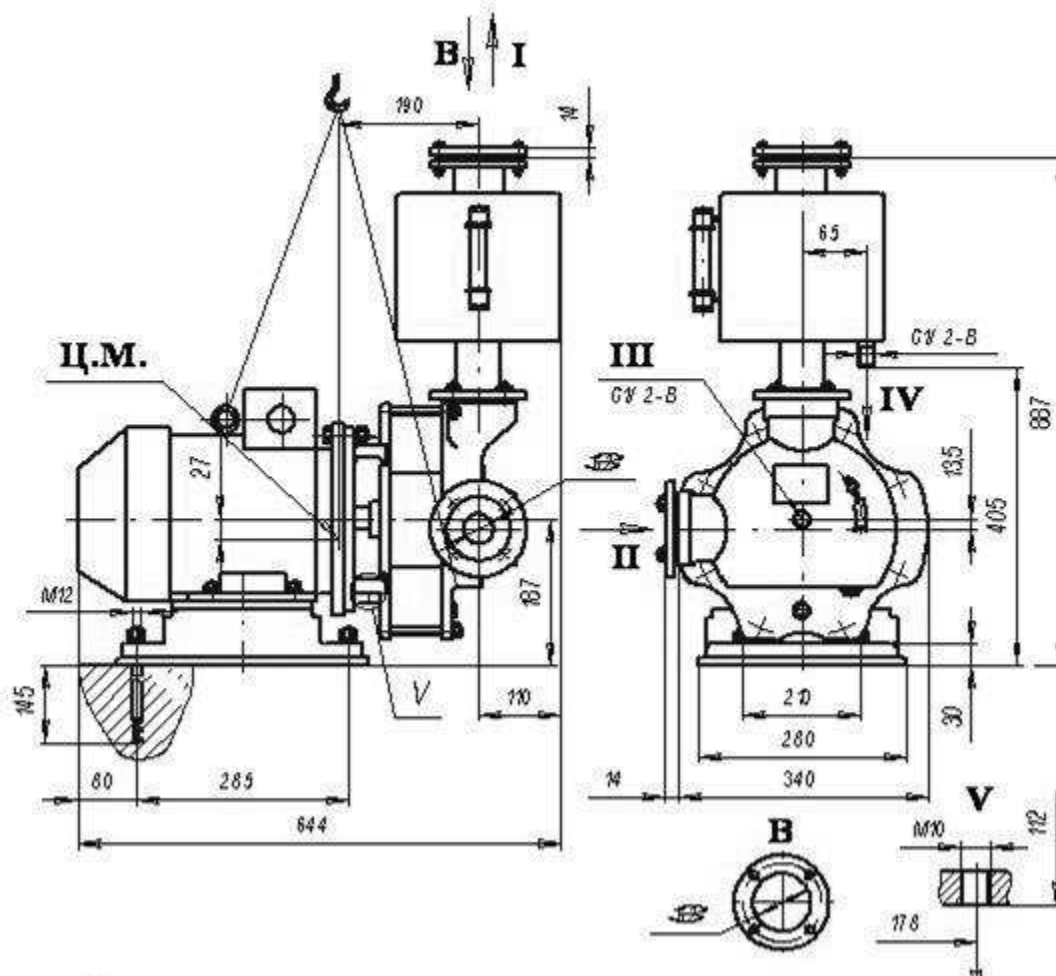


Рисунок 4.6 – Водокольцевой компрессор ВК– 1,5М1: I – нагнетание; II – всасывание; III – подвод воды; IV – отвод воды; V – слив воды; Ц.М. – центр масс

Для подачи воды от усреднителя далее по схеме, принимаем насосы ВК 2/26.

Характеристики насоса ВК 2/26:

- Подача – 2,7 – 8 м³/ч;
- Напор – 20 м;
- Ндв – 2,2 кВт;

– Масса насоса – 27,6 кг.

Характеристики водокольцевого компрессора ВК- 1,5М1:

– Частота вращения 1500 об/мин;

– Мощность электродвигателя 8,3 кВт.

Размеры агрегата (с воздухооборником):

– Длина 615 мм;

– Ширина 340 мм;

– Высота 346 мм.

4.1.2. Расчет фильтра грязевика

Служит для удаления из воды крупных плавающих и нерастворимых примесей.

Площадь фильтрующей поверхности фильтра, m^2 :

$$F_{\phi} = \frac{K_1 \cdot Q_{\text{час}}}{K_2 \cdot T \cdot V_{\phi}}, \quad (4.5)$$

где K_1 – коэффициент, учитывающий увеличение производительности микрофильтров, за счет очистки промывной воды, $K_1 = 1,03$;

K_2 – коэффициент, учитывающий площадь фильтрующей поверхности расположенной под водой (при погружении барабана), $K_2 = 0,55$;

V_{ϕ} – скорость фильтрации, $V_{\phi} = 5,0$ м/ч;

T – время работы станции, $T = 16$ ч;

$Q_{\text{час}}$ – производительность, $Q_{\text{час}} = 4,93$ м³/ч.

$$F_{\phi} = \frac{K_1 \cdot Q_{\text{час}}}{K_2 \cdot T \cdot V_{\phi}} = \frac{1,03 \cdot 4,93}{0,55 \cdot 16 \cdot 5} = 0,12 \text{ м}^2,$$

$$W_{\text{вс}} = \frac{Q_{\text{сут}} \cdot C_{\text{исх}} \cdot \mathcal{E}}{\gamma_{\text{вс}} \cdot (100 - P) \cdot 10^6}, \quad (4.6)$$

$$W_{\text{вс}} = \frac{Q_{\text{сут}} \cdot C_{\text{исх}} \cdot \mathcal{E}}{\gamma_{\text{вс}} \cdot (100 - P) \cdot 10^6} = \frac{118,32 \cdot 50 \cdot 20}{1,5 \cdot (100 - 70) \cdot 10^6} = 0,00263 \text{ м}^3/\text{сут}.$$

$$W_{\text{ос}} = \frac{Q_{\text{сут}} \cdot (C_{\text{исх}} - C_{\text{ост}} \cdot 0,8)}{\gamma_{\text{вс}} \cdot 10^6}, \quad (4.7)$$

$$W_{\text{ос}} = \frac{Q_{\text{сут}} \cdot (C_{\text{исх}} - C_{\text{ост}} \cdot 0,8)}{\gamma_{\text{вс}} \cdot 10^6} = \frac{95 \cdot (50 - 50 \cdot 0,8)}{1,5 \cdot 10^6} = 0,001 \text{ м}^3/\text{сут}.$$

4.1.3. Подкисление воды

Перед гальванокоагулятором необходимо сделать подкисление воды. Для того чтобы довести pH среду 2,5 дозируем серную кислоту.

Расчет дозы серной кислоты:

49 – эквивалентная масса H_2SO_4

$$pH = -\lg \frac{x}{\mathcal{E}}$$

$$2,3 = -\lg \frac{x}{49}$$

$$pH = 2,5$$

$$2,5 = -(\lg x - \lg 49) = -\lg x - \lg 49$$

$$\lg x = -0,81$$

$$x = 154,95 \text{ мг/л}$$

Дозирование кислоты осуществляется с помощью камерно-лучевого диффузора распределителя.

Камерно – лучевой распределитель находится по оси потока обрабатываемой воды и имеет в своем составе: цилиндрической камеры с радиальными перфорированными ответвлениями, имеющими открытые торцы;

циркуляционного патрубка, размещенного внутри камеры соосно, раскрытого с обеих сторон и закрепленного на основании камеры, обращенном к потоку; реагентопровода, присоединенного к камере с противоположной стороны. Реагентопровод может иметь приемную воронку при подаче раствора реагента самотеком или же объединен на фланцах соответствующей коммуникацией при подаче под напором.

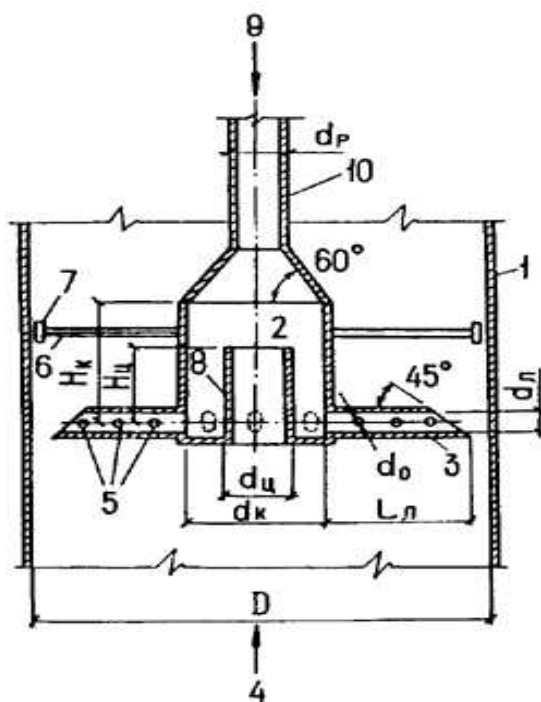


Рисунок 4.7 – Камерно – лучевой распределитель (тип II, расположение – внутри трубопровода): 1 – корпус трубопровода; 2 – камера распределителя; 3 – лучевое ответвление; 4 – движение воды; 5 – отверстие для выхода раствора; 6 – радиальная распорка; 7 – глухая резиновая муфта, устанавливаемая с зазором 5 – 10 мм от корпуса трубопровода; 8 – циркуляционный патрубок; 9 – подача реагента; 10 – реагентопровод

Эффективность приема камерно – лучевого распределителя обеспечивается за счет: поступления части исходной воды при помощи циркуляционного патрубка внутрь камеры; разбавления данной водой раствора реагента, поступающего внутрь камеры сквозь реагентопровод (предварительное смешение); увеличения первоначального расхода жидкого

реагента, способствующего его рассредоточению в потоке; равномерного распределения разбавленного раствора по сечению потока.

Камерно – лучевой распределитель располагают, как правило, внутри трубопровода (при вертикальном и горизонтальном его положении), на выходном участке трубопровода, подающего исходную воду, или же на входном участке трубопровода, отводящего воду из сооружения, после которого она подлежит последующей реагентной обработке.

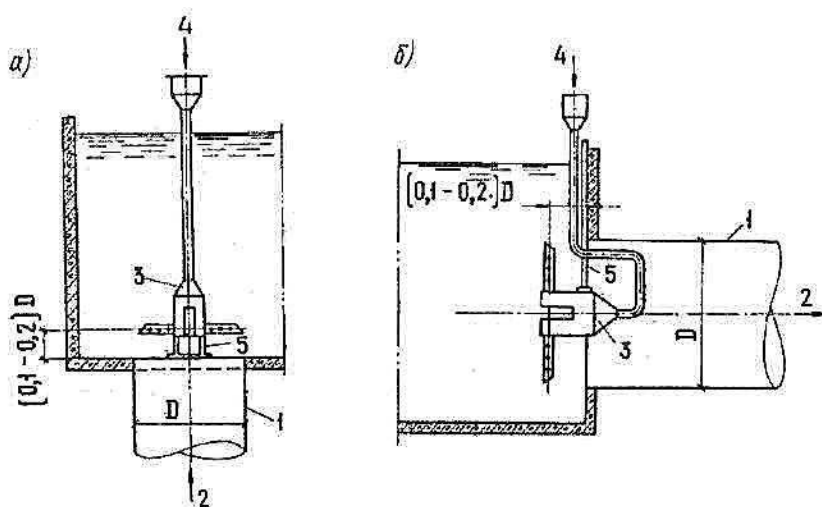


Рисунок 4.8 – Схемы установки камерно-лучевых распределителей: а – вблизи выходного сечения вертикального трубопровода; б - вблизи входного сечения горизонтального отводящего трубопровода; 1 - трубопровод; 2 - движение воды; 3 - камерно-лучевой распределитель; 4 - подача реагента; 5 - опорная конструкция

4.1.4. Гальванокоагулятор

Гальванокоагулятор – это изобретение, которое относится к области очистки промышленных сточных вод от ионов тяжелых металлов, мышьяка, хрома, фтора, органических флотореагентов, нефтепродуктов.

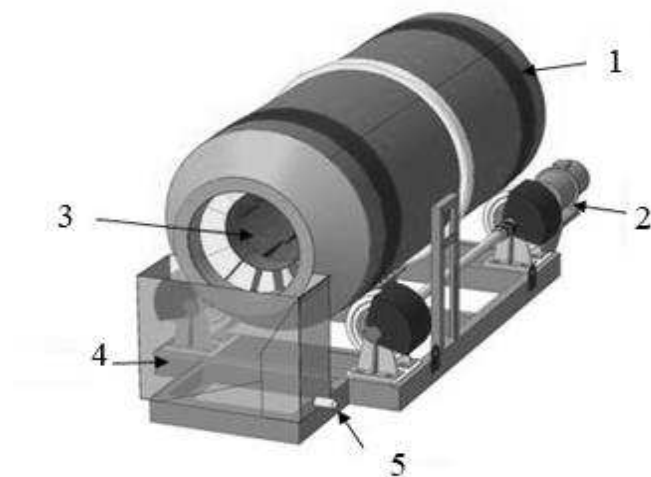


Рисунок 4.9 – Гальванокоагулятор: 1 – барабан гальванокоагулятора; 2 – электропривод; 3 – загрузка гальванокоагулятора железной стружкой и коксом; 4 – скрапоуловитель; 5 – выход пульпы гальванокоагулятора

Производительность гальванокоагулятора $5 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Площадь полезного сечения при диаметре стальной трубы $D=1,4 \text{ м}$ и диаметре центрального стержня $d_a = 0,05 \text{ м}$

$$S_n = \frac{\pi}{4} \cdot (D^2 - d_a^2), \quad (4.8)$$

$$S_n = \frac{\pi}{4} \cdot (D^2 - d_a^2) = \frac{3,14}{4} \cdot (1,4^2 - 0,05^2) = 1,54 \text{ м}^2.$$

Высота активной загрузки, при времени контакта обрабатываемой воды $t = 15 \text{ мин}$

$$H = \frac{Q \cdot t}{S_n}, \quad (4.9)$$

$$H = \frac{Q_{\text{час}} \cdot t}{S_n} = \frac{4,93 \cdot 0,25}{1,54} = 0,8 \text{ м}.$$

Общая высота модуля при соотношении объема загрузки и общего объема 0,7

$$H_{\text{общ}} = \frac{H}{0,7}, \quad (4.10)$$

$$H_{\text{общ}} = \frac{H}{0,7} = \frac{0,8}{0,7} = 1,14 \text{ м.}$$

Объем активной загрузки

$$V = S_n \cdot H, \quad (4.11)$$

$$V = S_n \cdot H = 1,54 \cdot 0,8 = 1,23 \text{ м}^3.$$

Масса каждого компонента активной загрузки вычисляется исходя из насыпного веса компонентов и массового соотношения в данном случае, для стальной стружки и кокса 4:1

$$V_{\text{загр}} = 0,25 \text{ м}^3.$$

Масса стальной стружки

$$M_{\text{ст}} = V_{\text{ст}} \cdot \gamma_{\text{ст}}, \quad (4.12)$$

$$M_{\text{ст}} = V_{\text{ст}} \cdot \gamma_{\text{ст}} = 1 \cdot 950 = 950 \text{ кг.}$$

Масса СГН

$$M_{ay} = V_{ay} \cdot \gamma_{ay}, \quad (4.13)$$

$$M_{ay} = V_{ay} \cdot \gamma_{ay} = 0,25 \cdot 470 = 117,5 \text{ кг.}$$

Суммарный объем обрабатываемой воды для одного модуля исходя из коэффициента использования стальной стружки 0,9 и максимальной концентрации $Fe_{общ}$ в обрабатываемой воде 100 мг/дм^3 ($0,1 \text{ кг/м}^3$)

$$Fe_{общ} = \frac{M_{ст} \cdot 0,9}{0,1}, \quad (4.14)$$

$$Fe_{общ} = \frac{M_{ст} \cdot 0,9}{0,1} = \frac{950 \cdot 0,9}{0,1} = 8550 \text{ м}^3.$$

Минимальная продолжительность работы модуля производительностью 5 $\text{м}^3/\text{ч}$ при 16 часовой работе в сутки составит

$$t = \frac{Fe_{общ}}{q \cdot 16}, \quad (4.15)$$

$$t = \frac{Fe_{общ}}{q \cdot 16} = \frac{8550}{5 \cdot 16} = 107 \text{ сут.}$$

Количество гальванокоагуляторов

$$N = \frac{Q_{час}}{q}, \quad (4.16)$$

$$N = \frac{Q_{\text{час}}}{q} = \frac{4,93}{5} = 0,986 \approx 1 \text{ шт.}$$

4.1.5. Подщелачивание воды

Для подщелачивания сточной воды после гальванокоагулятора дозируем *NaOH*.

Перевод концентрации с серной кислоты на *NaOH*

$$C_{\text{изв}} = C_{\text{кисл}} \frac{0,56}{1,79} = 48,47648 \text{ мг/дм}^3 \quad (4.17)$$

Для дозирования гидроксида натрия используем диффузор распределитель тип III.

Диффузорные распределители предназначены для смешения обрабатываемой воды с жидкими реагентами в особенности с теми, которые содержат значительное количество твердых примесей (известковым молоком, угольной суспензией).

Быстрое распределение реагентов обеспечивается за счет:

- поступления части исходной воды в диффузор под действием скоростного напора, имеющего наибольшую величину в ядре потока;
- рециркуляции воды внутри диффузора в результате гашения скоростного напора и смешения ее с реагентом, поступающим в диффузор через реагентопровод;
- равномерного распределения разбавленного реагента в рабочем зазоре;
- турбулентной диффузии, образующейся в результате расширения потока при выходе из рабочего зазора.

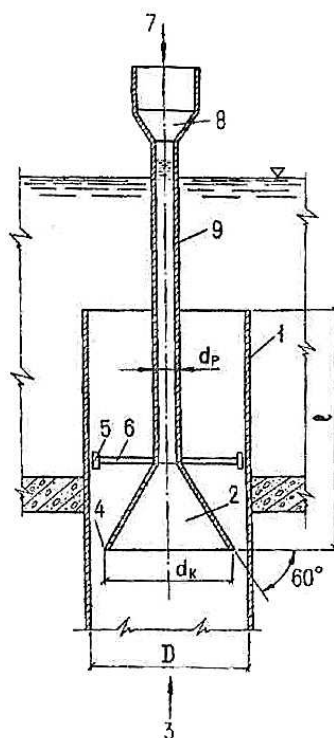


Рисунок 4.10 – Диффузорный распределитель (тип III): 1 – корпус трубопровода; 2 – диффузор; 3 – движение воды; 4 – рабочий зазор; 5 – глухая резиновая муфта; 6 – радиальная распорка; 7 – подача реагента; 8 – приемник реагента; 9 – реагентопровод

4.1.6. Расчет вертикального отстойника со встроенной камерой хлопьеобразования

Вертикальный отстойник, имеющий цилиндриконический резервуар, внутри которого размещена цилиндрическая перегородка, разделяющая его на приемную и отстойную камеры, установленную в приемной камере полупогружную спиральную направляющую, размещенную в отстойной камере приемную воронку для удаления плавающих веществ, сообщающуюся с зазором, сформированный цилиндрической перегородкой и примыкающим к ней концом спиральной направляющей, входной патрубком и кольцевой лоток для отвода осветленной воды, различающийся тем, что, с целью увеличения эффективности удаления плавающих веществ, цилиндрическая перегородка выполнена полый с открытой верхней частью, отверстием для слива плавающих

веществ в приемную воронку и окнами для подачи жидкости в приемную камеру, размещенными под спиральной направляющей, наряду с этим входной патрубков тангенциально соединен с нижней частью полости цилиндрической перегородки.

Процессы хлопьеобразования оказывают решающее воздействие на эффективность работы всего комплекса сооружений по очистке сточных вод как на стадии отстаивания, так и фильтрования. В то же время используемые в нашей стране типовые, классические камеры хлопьеобразования гидравлического типа, интегрированные в отстойники или расположенные в нижней части осветлителей, по причине собственного конструктивного несовершенства не могут гарантировать всех важных условий для эффективного хлопьеобразования. В значительной степени это относится к процессам хлопьеобразования при осветлении маломутных цветных вод в периоды невысоких температур. Практика показала, что при очистке сточных вод в свободном объеме гидравлической камеры образуются мелкие, легкие хлопья, которые, плохо осаждаются даже в слоях небольшой высоты, выносятся на фильтры.

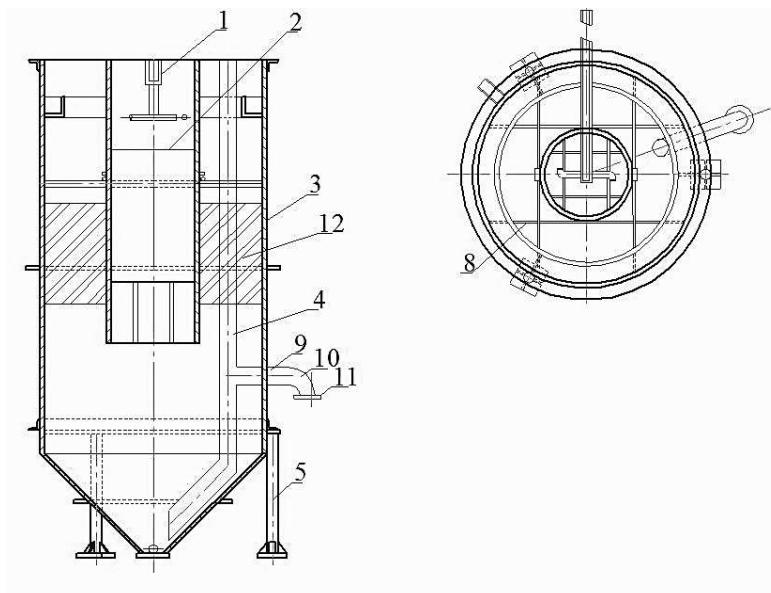


Рисунок 4.11 – Вертикальный отстойник со встроенной камерой хлопьеобразования: 1 – лоток; 2 – камера хлопьеобразования; 3 – каркас; 4 – трубопровод отвода осадка; 5 – стойка; 6 – косынка; 7 – пластина; 8 – труба; 9 – стандартное изделие; 10 – отвод; 11 – фланец; 12 – тонкослойный элемент

Расчет камеры хлопьеобразования

Камеры хлопьеобразования предназначены для создания благоприятных условий, для завершающей стадии процесса коагуляции, чему способствует плавное перемешивание потока жидкости.

$Q_{\text{час}} = 4,93 \text{ м}^3/\text{час}$ – расход, поступающий на сооружение

Количество рабочих отстойников $N = 1$.

Объем камеры хлопьеобразования

$$W_{\text{кх}} = \frac{Q_{\text{ч}} \cdot t}{60}, \quad (4.18)$$

$$W_{\text{кх}} = \frac{Q_{\text{ч}} \cdot t}{60} = \frac{4,93 \cdot 12}{60} = 0,986 \text{ м}^3.$$

Площадь камеры хлопьеобразования

$$f_{\varepsilon} = \frac{Q_{\text{час}}}{V_{\varepsilon}}, \quad (4.19)$$

где $V_{\varepsilon} = 18 \text{ м}^3$.

$$f_{\varepsilon} = \frac{Q_{\text{час}}}{V_{\varepsilon}} = \frac{4,93}{18} = 0,27 \text{ м}^3.$$

Диаметр верхней части камеры

$$D_{\varepsilon} = \sqrt{\frac{4 \cdot f_{\varepsilon}}{\pi}}, \quad (4.20)$$

$$D_{\varepsilon} = \sqrt{\frac{4 \cdot f_{\varepsilon}}{\pi}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 0,27}{3,14}} = 0,58 \text{ м}.$$

Диаметр нижней части камеры

$$d_n = \sqrt{\frac{4 \cdot q_c}{\pi \cdot V_{\text{ex}}}}, \quad (4.21)$$

$$d_n = \sqrt{\frac{4 \cdot q_c}{\pi \cdot V_{\text{ex}}}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 0,0013694}{3,14 \cdot 4}} = 0,021 \text{ м}.$$

Высота конической части камеры

$$h_{\text{кон}} = 0,5 \cdot (D_{\varepsilon} - d_n) \cdot \text{ctg} \frac{\beta}{2}, \quad (4.22)$$

$$h_{\text{кон}} = 0,5 \cdot (D_e - d_n) \cdot \operatorname{ctg} \frac{\beta}{2} = 0,5 \cdot (0,58 - 0,021) \cdot 1,42 = 0,4 \text{ м.}$$

Потери напора в камере

$$h_{\text{нн}} = 0,3 \cdot h_{\text{кон}}, \quad (4.23)$$

$$h_{\text{нн}} = 0,3 \cdot 0,4 = 0,12 \text{ м.}$$

$$f_n = \frac{\pi \cdot d_n^2}{4}, \quad (4.24)$$

$$f_n = \frac{\pi \cdot d_n^2}{4} = \frac{3,14 \cdot 0,000441}{4} = 0,0003 \text{ м}^2.$$

Объем конической части

$$W_{\text{кон}} = \frac{1}{3} \cdot h_{\text{кон}} \cdot (f_e + f_n + \sqrt{f_e + f_n}), \quad (4.25)$$

$$W_{\text{кон}} = \frac{1}{3} \cdot h_{\text{кон}} \cdot (f_e + f_n + \sqrt{f_e + f_n}) = \frac{1}{3} \cdot 0,4 \cdot (0,27 + 0,0003 + \sqrt{0,27 + 0,0003}) = 0,103 \text{ м}^3.$$

Объем цилиндрической надставки над конусом

$$W_{\text{цил}} = W_{\text{кх}} - W_{\text{кон}}, \quad (4.26)$$

$$W_{\text{цил}} = W_{\text{кх}} - W_{\text{кон}} = 0,986 - 0,103 = 0,883 \text{ м}^3.$$

Высота надставки

$$h_n = \frac{W_{цпл}}{f_г}, \quad (4.27)$$

$$h_n = \frac{W_{цпл}}{f_г} = \frac{0,883}{0,27} = 3,27 \text{ м.}$$

Полная высота камеры

$$h_k = h_{кон} + h_n, \quad (4.28)$$

$$h_k = h_{кон} + h_n = 0,4 + 3,27 = 3,67 \text{ м.}$$

Площадь поперечного сечения желоба для сбора воды

$$f_{жс} = \frac{q_c}{2 \cdot V_{жс}}, \quad (4.29)$$

$$f_{жс} = \frac{q_c}{2 \cdot V_{жс}} = \frac{0,0013694}{2 \cdot 0,1} = 0,01 \text{ м}^2.$$

Принимаем ширину желоба $B_{жс} = 0,4 \text{ м}$. Высота желоба

$$h_{жс} = \frac{f_{жс}}{B_{жс}}, \quad (4.30)$$

$$h_{жс} = \frac{f_{жс}}{B_{жс}} = \frac{0,01}{0,4} = 0,025 \text{ м.}$$

Число затопленных отверстий

$$n_0 = \frac{q_c}{d_0 \cdot V}, \quad (4.31)$$

где $d_0 = 0,05$ м.

$$n_0 = \frac{q_c}{d_0 \cdot V} = \frac{0,0013694}{0,05 \cdot 0,1} = 0,27 \text{ шт.}$$

Периметр желоба

$$P = \pi \cdot D_g, \quad (4.32)$$

где $D_g = D_{жс} - 2 \cdot B_{жс} = 0,81 - 2 \cdot 0,4 = 0,01$

$$P = \pi \cdot D_g = 3,14 \cdot 0,01 = 0,0314 \text{ м.}$$

Шаг оси затопленных отверстий

$$l_0 = \frac{P}{n_0}, \quad (2.33)$$

$$l_0 = \frac{P}{n_0} = \frac{0,0314}{0,27} = 0,12 \text{ м.}$$

Расчет вертикального отстойника

Отстойник представляет собой круглый железобетонный резервуар с центральной цилиндрической частью и центральной трубой, представляющий собой водоворотную камеру хлопьеобразования.

Вода по трубопроводу при помощи сопла попадает в камеру, двигаясь по ней сверху вниз, проходя через гаситель энергии, попадает в нижнюю часть зоны осветления, плавно двигаясь вверх, освобождается от взвешенных веществ и скапливается кольцевыми желобами, по трубопроводу отводится для последующей очистки. Выделившийся из воды осадок накапливается в зоне в, которая устраивается с наклонными перегородками, угол конусности 70-80°. Для обеспечения плавного сползания к трубе, по которой осадок периодически удаляется из отстойника. Выделение из воды взвешенных веществ в представленном отстойнике происходит за счёт разницы скорости движения вверх.

Площадь отстойника

$$F = \beta \cdot \frac{Q_{\text{нас}}}{3,6 \cdot N \cdot V_p}, \quad (4.34)$$

$$F = \beta \cdot \frac{Q_{\text{нас}}}{3,6 \cdot N \cdot V_p} = 1,5 \cdot \frac{4,93}{3,6 \cdot 1 \cdot 0,6} = 2,28 \text{ м}^2.$$

Диаметр отстойника

$$D = \sqrt{\frac{(F + f_{\text{кк}}) \cdot 4}{\pi}}, \quad (4.35)$$

$$D = \sqrt{\frac{(F + f_{\text{кк}}) \cdot 4}{\pi}} = \sqrt{\frac{(2,28 + 0,33) \cdot 4}{3,14}} = 1,8 \approx 2 \text{ м}.$$

Объем осадочной части

$$W_{oc} = \frac{\pi}{3} \cdot h_{\kappa} \cdot \left[\left(\frac{D}{2} \right)^2 + \left(\frac{d}{2} \right)^2 + \frac{D}{2} \cdot \frac{d}{2} \right], \quad (4.36)$$

$$W_{oc} = \frac{\pi}{3} \cdot h_{\kappa} \cdot \left[\left(\frac{D}{2} \right)^2 + \left(\frac{d}{2} \right)^2 + \frac{D}{2} \cdot \frac{d}{2} \right] = \frac{3,14}{3} \cdot 3,67 \cdot \left[\left(\frac{2}{2} \right)^2 + \left(\frac{0,02}{2} \right)^2 + \frac{2}{2} \cdot \frac{0,02}{2} \right] = 7,7 \text{ м}^3$$

Период работы между сбросами осадка

$$T = \frac{W_{oc} \cdot N \cdot \delta}{Q_{\text{чac}} \cdot (C - m)}, \quad (4.37)$$

$$T = \frac{W_{oc} \cdot N \cdot \delta}{Q_{\text{чac}} \cdot (C - m)} = \frac{7,7 \cdot 1 \cdot 15000}{4,93 \cdot (390 - 12)} = 61,98 \approx 62 \text{ сут.}$$

Потеря воды с осадком

$$Q_{oc} = \frac{K_p \cdot (C_{cp} - m)}{\delta} \cdot 100 \quad (4.38)$$

$$Q_{oc} = \frac{K_p \cdot (C_{cp} - m)}{\delta} \cdot 100 = \frac{1,5 \cdot (390 - 12)}{15000} \cdot 100 = 3,8\% = 0,187 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

4.1.7. Расчет тонкослойных элементов

Повышение эффективности работы отстойников достигается за счет установки тонкослойных модулей.

Тонкослойные элементы или блоки могут выполняться из мягких или полужестких полимерных пленок, соединенных в сотовую конструкцию, или из жестких листовых материалов в виде отдельных полок.

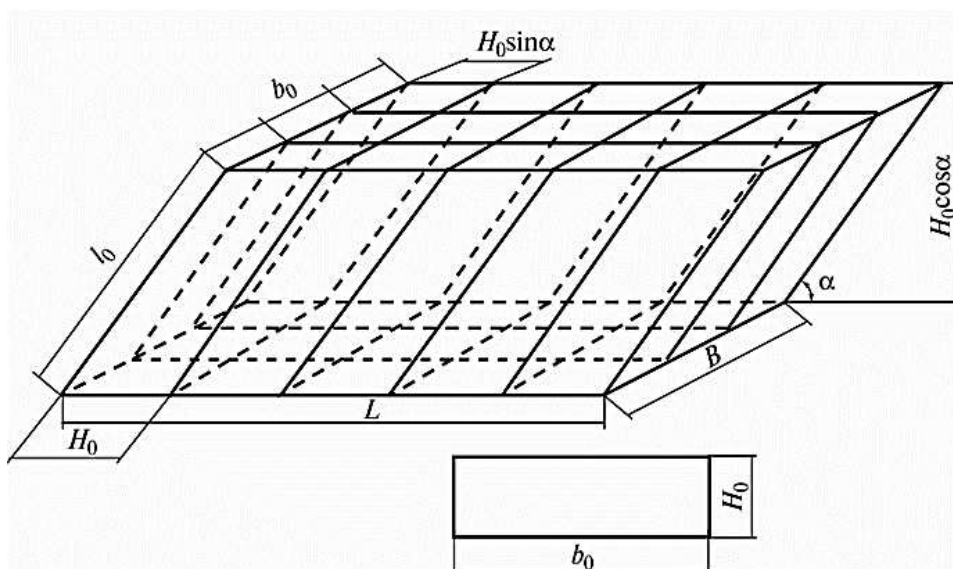


Рисунок 4.12 – Конструктивные параметры тонкослойных элементов в блоке: l_0 – длина тонкослойного элемента; b_0 – ширина тонкослойного элемента; H_0 – высота тонкослойного элемента; H – высота тонкослойного сотоблока; L – длина тонкослойного сотоблока; B – ширина тонкослойного сотоблока

Размеры в плане отдельных блоков для удобства их монтажа и эксплуатации следует принимать 1-1—1,5-1,5 м с учетом фактических размеров сооружения. Высоту поперечного сечения тонкослойного ячеистого элемента рекомендуется принимать равной 0,03-0,05 м. Ячейки могут быть приняты любой формы, исключаяющей накопление в них осадка. Угол наклона элементов необходимо принимать 50-60° (меньшие значения - для более мутных вод, большие - для маломутных цветных). Длину тонкослойных элементов следует определять специальным расчетом и принимать 0,9-1,5 м.

Осадок из отстойника перекачивается с помощью насосов ВК 1/16:

- Подача 1,1 – 3,7 м³/ч;
- Напор 14 м;
- $N_{дв} = 1,5$ кВт;
- Масса насоса 23,5 кг.

Суммарная площадь живого сечения тонкослойных элементов

$$F_{mэ} = \frac{Q_{час}}{N \cdot 3,6 \cdot V}, \quad (4.39)$$

$$F_{mэ} = \frac{Q_{час}}{N \cdot 3,6 \cdot V} = \frac{4,93}{1 \cdot 3,6 \cdot 5} = 0,27 \text{ м}^2.$$

Тонкослойные элементы прямоугольного сечения имеют размеры в плане $0,05 \times 0,05$ м и угол наклона 60° при значениях $K_\kappa = 0,75$ и $K_{o.u.} = 0,7$.

$$K_1 = \frac{1}{(K_{cm} \cdot K_{o.u.} \cdot K_\kappa)}, \quad (4.40)$$

где K_{cm} – принимается в среднем 0,7-0,8;

$K_{o.u.}$ – принимается равным 0,6-0,75;

K_κ – следует принимать по фактическим данным с учетом толщины материала для тонкослойных элементов. Предварительно рекомендуется принимать его равным 0,7-0,95.

$$K_1 = \frac{1}{(K_{cm} \cdot K_{o.u.} \cdot K_\kappa)} = \frac{1}{(0,7 \cdot 0,6 \cdot 0,7)} = 3,4$$

$$K_2 = \frac{\varphi \cdot K_\phi \cdot K_{cm}}{\cos 60 \cdot \sin 60}, \quad (4.41)$$

$$K_2 = \frac{\varphi \cdot K_\phi \cdot K_{cm}}{\cos 60 \cdot \sin 60} = \frac{1}{0,5 \cdot 0,866} = 2,31$$

Длина тонкослойных элементов определяется по формуле

$$L_0 = K_2 \cdot H_0 \cdot \frac{K_1 \cdot V_n}{u_0 \cdot \beta \cdot K_{az}} - 1 \quad (4.42)$$

$$L_0 = K_2 \cdot H_0 \cdot \frac{K_1 \cdot V_n}{u_0 \cdot \beta \cdot K_{az}} - 1 = 2,31 \cdot 0,05 \cdot \frac{3,4 \cdot 3}{0,6 \cdot 1 \cdot 1,15} = 0,7 \text{ м.}$$

4.1.8. Скорый фильтр с зернистой загрузкой

Фильтрование используется для осветления воды, т.е. задержания оказавшихся в воде взвешенных веществ. Фильтрация осуществляется методом пропуска воды сквозь слой фильтрующего материала, представляющего собой пористую среду. Фильтр представляет собой резервуар, в нижней части которого расположено дренажное устройство, на которое укладывают слой поддерживающего материала и вслед за тем слой фильтрующей загрузки. Скорые фильтры применяют для осветления мутных и цветных вод после коагулирования (и отстаивания) при реагентном умягчении. При скором фильтровании происходит внезапное загрязнение фильтра, требующее его очистки. Чистку фильтров производят методом промывки фильтрующей загрузки обратным потоком воды (чистой), подаваемой снизу через дренаж и проходящий через слой гравия и песка.

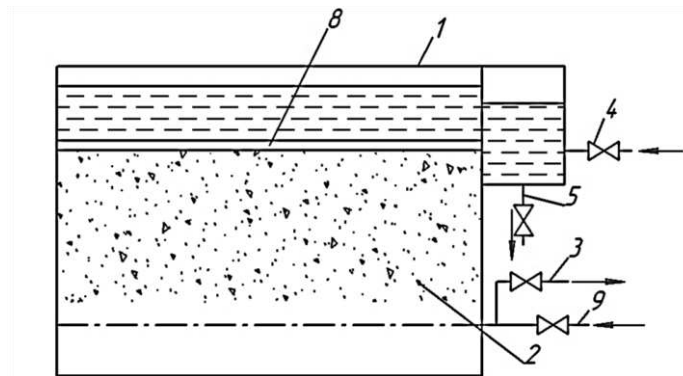


Рисунок 4.13 – Скорый фильтр с зернистой загрузкой: 1 – корпус; 2 – фильтрующая загрузка; 3 – отвод фильтра; 4 – подача исходной воды; 5 – отвод промывной воды; 6 – нижняя дренажная система (НДС); 7 – поддерживающий слой; 8 – желоб для сбора промывной воды; 9 – подача воды на промывку

При фильтрации вода поступает на фильтр через карман 8 и желоб 5, проходит через слои песка и гравия и отводится с помощью распределительной системы 2. При промывке фильтр включается, промывная вода подается снизу через распределительную систему и проходит слои гравия и песка в обратном направлении. Промывка длится 5-7 минут с интенсивностью 12-18 л/с в зависимости от фракции загрузки. Количество фильтров на станции должно быть не менее четырех. Скорые фильтры рассчитываются на работу в нормальном и форсированных режимах.

Суммарная площадь фильтров, m^2

$$F = \frac{Q_{\text{сут}}}{T \cdot V_{\text{р.н.}} - 3,6 \cdot n \cdot w \cdot t_1 - n \cdot t_2 \cdot V_{\text{р.н.}}}, \quad (4.43)$$

где T – время работы станции в течении суток, $T = 16$ ч;

w – интенсивность промывки, $w = 12,5$ л/м²;

t_1 – продолжительность промывки, $t_1 = 0,1$ ч;

t_2 – простой фильтра в связи с промывкой, $t_2 = 0,55$ ч;

n – число промывок фильтрации в сутки, $n = 2$;

$V_{p.n.}$ – скорость фильтрования при нормальном режиме, $V_{p.n.} = 6$ м/ч;

$$F = \frac{Q_{cym}}{T \cdot V_{p.n.} - 3,6 \cdot n \cdot w \cdot t_1 - n \cdot t_2 \cdot V_{p.n.}} = \frac{118,32}{16 \cdot 6 - 3,6 \cdot 0,1 \cdot 12,5 \cdot 2 - 2 \cdot 0,55 \cdot 6} = 1,47 \text{ м}^2.$$

Площадь фильтра, м²

$$f = \frac{F}{N}, \quad (4.44)$$

$$f = \frac{F}{N} = \frac{1,47}{1} = 1,47 \text{ м}^2.$$

$$L = 1,2 \text{ м};$$

$$B = 1 \text{ м}.$$

Скорость фильтрования при форсированном режиме

$$V_{p\phi} = V_{pн} \cdot \frac{N}{N-1}, \quad (4.45)$$

$$V_{p\phi} = V_{pн} \cdot \frac{N}{N-1} = 6 \cdot \frac{3}{3-1} = 9 \text{ м/ч}.$$

Распределительная система фильтра

Количество промывной воды, м³/с

$$q_{np} = f \cdot \omega, \quad (4.46)$$

где ω – интенсивность промывки фильтра, $\omega = 12,5$ л/с·м²

$$q_{np} = f \cdot \omega = 1,47 \cdot 12,5 = 18,375 \text{ л/с} = 0,018 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Диаметр коллектора, м

$$d_{кол} = \sqrt{\frac{4 \cdot q_{кол}}{\pi \cdot V_{кол}}}, \quad (4.47)$$

$$d_{кол} = \sqrt{\frac{4 \cdot q_{кол}}{\pi \cdot V_{кол}}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 0,015}{3,14 \cdot 2}} = 0,098 \text{ м} = 98 \text{ мм} \approx 100 \text{ мм}.$$

Площадь фильтра на каждое ответвление распределительной системы, м²

$$f_{отв} = (L - D_{кол}) \cdot m, \quad (4.48)$$

где m – расстояние между ответвлениями, $m = 0,27$;

L – длина фильтра, м.

$$f_{отв} = (L - D_{кол}) \cdot m = (1 - 0,1) \cdot 0,27 = 0,243 \text{ м}^2.$$

Расход воды через ответвления, л/с

$$q_{отв} = f_{отв} \cdot \omega, \quad (4.49)$$

$$q_{отв} = f_{отв} \cdot \omega = 0,243 \cdot 12,5 = 3,04 \text{ л/с}.$$

Диаметр ответвления, м

$$d_{отв} = \sqrt{\frac{4 \cdot q_{отв}}{\pi \cdot V_{отв}}}, \quad (4.50)$$

$$d_{oms} = \sqrt{\frac{4 \cdot q_{oms}}{\pi \cdot V_{oms}}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 3,04}{3,14 \cdot 2}} = 1,4 \text{ м.}$$

Суммарная площадь отверстий, m^2

$$\sum f_0 = \frac{\alpha \cdot f_\phi}{100}, \quad (4.51)$$

$$\sum f_0 = \frac{\alpha \cdot f_\phi}{100} = \frac{0,25 \cdot 1,2}{100} = 0,003 \text{ м}^2.$$

Количество отверстий в фильтре

$$n = \frac{B}{m}, \quad (4.52)$$

где B – ширина фильтра, $B = 1$.

$$n = \frac{B}{m} = \frac{1}{0,27} = 3,7 \approx 4 \text{ отверстия.}$$

Число отверстий ответвлений

$$n_{oms} = \frac{\sum n_0}{n}, \quad (4.53)$$

где $\sum n_0$ – число отверстий фильтра, которое определяют по формуле

$$\sum n_0 = \frac{\sum f_0}{f_0}, \quad (4.54)$$

где $f_0 = \frac{\pi \cdot d^2}{4} = \frac{3,14 \cdot 0,005^2}{4} = 0,00002 \text{ м}^2$.

$$\sum n_0 = \frac{\sum f_0}{f_0} = \frac{0,003}{0,00002} = 150 \text{ отверстий.}$$

Следовательно, число отверстий ответвлений

$$n_{\text{отв}} = \frac{\sum n_0}{n} = \frac{150}{4} = 37,5 \approx 38 \text{ отверстий.}$$

Длина ответвления, м

$$l_{\text{отв}} = L - d_{\text{пр}}, \quad (4.55)$$

$$l_{\text{отв}} = L - d_{\text{пр}} = 1,2 - 0,1 = 1,1 \text{ м.}$$

Шаг оси отверстий, м

$$l_0 = \frac{l_{\text{отв}}}{n_{\text{отв}}}, \quad (4.56)$$

$$l_0 = \frac{l_{\text{отв}}}{n_{\text{отв}}} = \frac{1,1}{38} = 0,029 \text{ м} = 29 \text{ мм.}$$

4.1.9. Отвод воды при промывке фильтров

Расход воды на один желоб, л/с

$$q_{\text{жс}} = \frac{q_{\text{пр}}}{\Pi_{\text{жс}}}, \quad (4.57)$$

где $\Pi_{\text{ж}}$ – количество желобов, $\Pi_{\text{ж}} = 3$.

$$q_{\text{жс}} = \frac{q_{\text{нр}}}{\Pi_{\text{ж}}} = \frac{0,015}{3} = 0,005 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Высота кромки желоба над поверхностью загрузки, м

$$\Delta h_{\text{жс}} = \frac{H_{\phi} \cdot l}{100} + 0,3, \quad (4.58)$$

где H_{ϕ} – высота фильтрующего слоя;

l – относительное расширение фильтрующей загрузки.

$$\Delta h_{\text{жс}} = \frac{H_{\phi} \cdot l}{100} + 0,3 = \frac{1,2 \cdot 45}{100} + 0,3 = 0,84 \text{ м}.$$

Расчет воды на промывку фильтра, %

$$P = \frac{\omega \cdot f \cdot t_1 \cdot 60 \cdot N}{Q_{\text{час}} \cdot T_p \cdot 1000} \cdot 100\%, \quad (4.59)$$

где T_p – время работы фильтра между промывками частей, которая равна

$$T = T_0 - (t_1 + t_2 + t_3), \quad (4.60)$$

где t_1 – продолжительность промывки, $t_1 = 0,1$ ч;

t_2 – простой фильтра в связи с промывкой, $t_2 = 0,33$ ч;

t_3 – продолжительность сброса первого фильтра в сток, $t_3 = 0,17$ ч;

T_0 – рабочий фильтроцикл, $T_0 = 8-12$.

$$T = T_0 - (t_1 + t_2 + t_3) = 12 - (0,1 + 0,3 + 0,17) = 11,4 \text{ ч.}$$

$$P = \frac{\omega \cdot f \cdot t_1 \cdot 60 \cdot N}{Q_{\text{час}} \cdot T_p \cdot 1000} \cdot 100\% = \frac{12,5 \cdot 1,47 \cdot 6 \cdot 60 \cdot 1}{4,93 \cdot 11,4 \cdot 1000} \cdot 100\% = 11,8\%$$

Расстояние от дна желоба до дна сборного канала, м

$$H_{\text{кан}} = 1,73 \cdot \sqrt[3]{\frac{q_{\text{кан}}^2}{q \cdot v_{\text{кан}}^2}} + 0,2, \quad (4.61)$$

где $q_{\text{кан}} = q_{\text{пр}} = 0,018 \text{ м}^3/\text{с}$;

$v_{\text{кан}}$ – ширина сборного канала, $v_{\text{кан}} = 0,7 \text{ м}$.

$$H_{\text{кан}} = 1,73 \cdot \sqrt[3]{\frac{q_{\text{кан}}^2}{q \cdot v_{\text{кан}}^2}} + 0,2 = 1,73 \cdot \sqrt[3]{\frac{0,018^2}{9,81 \cdot 0,7^2}} + 0,2 = 0,27 \text{ м.}$$

Площадь сечения, м^2

$$f_{\text{кан}} = B_{\text{кан}} + H_{\text{кан}}, \quad (4.62)$$

$$f_{\text{кан}} = B_{\text{кан}} + H_{\text{кан}} = 0,7 \cdot 0,25 = 0,18 \text{ м}^2.$$

Скорость движения воды в канале, $\text{м}/\text{с}$

$$V_{\text{кан}} = \frac{q_{\text{кан}}}{f_{\text{кан}}}, \quad (4.63)$$

$$V_{кан} = \frac{q_{кан}}{f_{кан}} = \frac{0,018}{0,18} = 0,1 \text{ м/с.}$$

Потери напора при промывке фильтра

Потери напора в распределительной системе фильтра

$$h_{p.c.} = \left(\frac{2,2}{\alpha^2} + 1 \right) \cdot \frac{V_{кол}^2}{2 \cdot g} + \frac{V_{p.m.}^2}{2 \cdot g}, \quad (4.64)$$

где $g = 9,81 \text{ м/с}^2$;

$$V_{кол} = 1,25 \text{ м/с};$$

$$V_{p.m.} = 1,7 \text{ м/с};$$

$$\alpha = 0,6.$$

$$h_{p.c.} = \left(\frac{2,2}{0,6^2} + 1 \right) \cdot \frac{V_{кол}^2}{2 \cdot g} + \frac{V_{p.m.}^2}{2 \cdot g} = \left(\frac{2,2}{0,6^2} + 1 \right) \cdot \frac{1,25^2}{2 \cdot 9,81} + \frac{1,7^2}{2 \cdot 9,81} = 0,72 \text{ м.}$$

Потери напора в фильтрующем слое

$$h_{\phi} = (a + v \cdot \omega) \cdot H_{\phi}, \quad (4.65)$$

где a – крупность зерен, $a = 0,6$;

ω – интенсивность промывки.

$$h_{\phi} = (a + v \cdot \omega) \cdot H_{\phi} = (0,6 + 0,017 \cdot 12,5) \cdot 1,2 = 0,975 \text{ м.}$$

Потери напора в поддерживающих слоях

$$h_{n.c} = 0,22 \cdot H_{n.c.} \cdot \omega \quad (4.66)$$

$$h_{n.c} = 0,22 \cdot H_{n.c.} \cdot \omega = 0,22 \cdot 0,5 \cdot 12,5 = 1,38 \text{ м/}$$

Потери напора в подводящем трубопроводе

$$h_{n.m.} = i \cdot l, \quad (4.67)$$

где i – гидравлический уклон, $i = 0,008$;

$$l = 100 \text{ м};$$

$$h_{n.m.} = i \cdot l = 0,008 \cdot 100 = 0,8 \text{ м.}$$

Потери в трубопроводах напора

$$h_{o.c} = \frac{V^2}{2 \cdot g} \quad (4.68)$$

$$h_{o.c} = \frac{V^2}{2 \cdot g} = \frac{2,7^2}{2 \cdot 9,81} = 0,37 \text{ м.}$$

Потери напора в местных сопротивлениях

$$h_{m.c} = \sum \zeta \cdot \frac{V_{кол}^2}{2 \cdot g}, \quad (4.69)$$

где $V_{кол} = 1,8 \text{ м/с}$;

$\sum \zeta$ – сумма коэффициентов местных сопротивлений, которая равна

$$\sum \zeta = \zeta_1 + \zeta_2 + \zeta_3 + \zeta_4, \quad (4.70)$$

где $\zeta_1 = 0,984$ – для колена;

$\zeta_2 = 0,26$ – для задвижки;

$\zeta_3 = 0,5$;

$\zeta_4 = 0,92$ – для тройника.

$$h_{м.с} = \sum \zeta \cdot \frac{V_{кол}^2}{2 \cdot g} = 2,664 \cdot \frac{1,8^2}{2 \cdot 9,81} = 0,44 \text{ м.}$$

Сумма потерь напора

$$\sum h = h_{п.с.} + h_{\phi} + h_{н.с.} + h_{н.м.} + h_{о.с.} + h_{м.с.}, \quad (4.71)$$

$$\sum h = h_{п.с.} + h_{\phi} + h_{н.с.} + h_{н.м.} + h_{о.с.} + h_{м.с.} = 0,72 + 0,975 + 1,38 + 0,8 + 0,37 + 0,44 = 4,685 \text{ м.}$$

Геометрическая высота подъема воды от дна резервуара чистой воды до желоба

$$h_{Г} = \Delta h_{жс} + H_{\phi} + 4,5, \quad (4.72)$$

$$h_{Г} = \Delta h_{жс} + H_{\phi} + 4,5 = 0,84 + 1,2 + 4,5 = 6,54 \text{ м.}$$

Напор насоса

$$H = h_{Г} + \sum h + h_{з.н.}, \quad (4.73)$$

$$H = h_{Г} + \sum h + h_{з.н.} = 6,54 + 4,685 + 1,5 = 12,725 \text{ м.}$$

Для промывки фильтров принимаем насос 4МСК – 10х2

- Подача – $60 \text{ м}^3/\text{ч}$;
- Напор – 20 м ;
- $N_{\text{дв}} = 13 \text{ кВт}$;
- Масса насоса – 449 кг .

4.1.10. Резервуар чистой воды

В резервуаре должен находиться объем воды, необходимый для двух промывок в сутки

$$W_{\text{РЧВ}} = W_{\text{АК}} + W_{\text{СОБ}}, \quad (4.74)$$

где $W_{\text{АК}}$ – аккумулярующий объем за 3 часа непрерывного запаса, равен

$$W_{\text{АК}} = 3 \cdot q_{\text{ч}} = 3 \cdot 5,93 = 17,81 \text{ м}^3; \quad (4.75)$$

$W_{\text{СОБ}}$ – объем воды необходимый на собственные нужды станции, определяем по формулена

$$W_{\text{СОБ}} = W_{\text{ПРОМ}} + W_{\text{ОСАД}}, \quad (4.76)$$

$$\text{где } W_{\text{ПРОМ}} = \frac{2 \cdot \omega \cdot t \cdot 3600 \cdot F_{\phi}}{1000} = \frac{2 \cdot 12,5 \cdot 0,1 \cdot 3600 \cdot 1,2}{1000} = 10,8 \text{ м}^3;$$

$$W_{\text{ОСАД}} = \frac{K_p \cdot (C_p - m)}{\delta} \cdot 100\% = \frac{1,3 \cdot (390 - 8)}{15000} \cdot 100\% = 3,31\% = 3,15 \text{ м}^3.$$

$$W_{\text{СОБ}} = W_{\text{ПРОМ}} + W_{\text{ОСАД}} = 10,8 + 3,145 = 13,945 \text{ м}^3.$$

$$W_{PЧВ} = W_{AK} + W_{COB} = 17,81 + 13,94 = 31,76 \text{ м}^3.$$

Площадь РЧВ

$$F_{PЧВ} = \frac{W_{PЧВ}}{H}, \quad (4.77)$$

$$F_{PЧВ} = \frac{W_{PЧВ}}{H} = \frac{30,316}{2} = 15,15 \text{ м}^2.$$

Принимаем РЧВ 4×4 м.

4.1.11. Шламоуплотнитель

После обработки металлосодержащих стоков, осадок из отстойника и других сооружений подается в шламоуплотнитель, где он может находиться до 5 суток.

Отношение диаметра шламонакопителя к высоте конической части принимаем $D/H = 1,5$, тогда площадь поперечного сечения

$$F = \frac{\beta \cdot W_{yml}}{3,6 \cdot V_p \cdot N}, \quad (4.78)$$

где β – коэффициент для учета объемного использования отстойника, $\beta = 1,5$;

N – количество шламоуплотнителей, $N = 1$;

V_p – расчетная скорость движения осадка, $V_p = 0,6 \text{ м/с}$.

W_{yml} – объем уплотнителя, который равен

$$W_{yml} = \frac{Q_u \cdot n \cdot \omega_{yml}}{\omega_{oc}}, \quad (4.79)$$

где Q_u – часовой расход осадка, $Q_u = 0,103 \text{ м}^3/\text{ч}$;

n – расчетное количество суток, $n = 5$.

$$W_{\text{мл}} = \frac{Q_u \cdot n \cdot \omega_{\text{мл}}}{\omega_{\text{ос}}} = \frac{0,208 \cdot 16 \cdot 94}{98} = 3,189 \text{ м}^3$$

$$F = \frac{\beta \cdot W_{\text{мл}}}{3,6 \cdot V_p \cdot N} = \frac{1,5 \cdot 3,189}{3,6 \cdot 0,6 \cdot 1} = 2,215 \text{ м}^2.$$

Диаметр шламоуплотнителя

$$D = \sqrt{\frac{4F}{\pi}}, \quad (4.80)$$

$$D = \sqrt{\frac{4F}{\pi}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 1,11}{3,14}} = 1,68 \text{ м}.$$

Принимаем трубопровод для отвода осадка диаметром 100 мм.

При угле наклона стен к горизонтали 50° высота конической части шламоуплотнителя

$$h_k = \frac{D}{2 \cdot \text{tg} \cdot (90 - 50)}, \quad (4.81)$$

$$h_k = \frac{D}{2 \cdot \text{tg} \cdot (90 - 50)} = \frac{1,68}{2 \cdot 0,84} = 1 \text{ м}.$$

Для подачи осадка на центрифугу принимаем насос ВК 1/16:

- Подача – 1,1 – 3,7 $\text{м}^3/\text{ч}$;
- Напор – 14 м;

- $N_{дв} = 1,5 \text{ кВт}$;
- Масса насоса – 23,5 кг.

4.1.12. Подбор центрифуги

Принимаем Декантер В/DF 300. Технические характеристики:

- Гидравлическая производительность $5 \text{ м}^3/\text{ч}$;
- Производительность зависит от содержания сухих веществ;
- Материал корпуса – нержавеющая сталь AISI 304;
- Материал системы выгрузки жидкости - нержавеющая сталь AISI 304;
- Материал системы выгрузки обезвоженного осадка - нержавеющая сталь AISI 304;
- Материал барабана – износостойчивый сплав в соответствии с ASTM 182 F6 NM (AISI);
- Внутренний диаметр барабана – 280 мм;
- Длина барабана – 990 мм;
- Частота вращения барабана 6000 об/мин;
- Внутренний шнек изготовлен из нержавеющей стали AISI 304;
- Части шнека, контактирующие с продуктом, покрыты карбидом вольфрама;
- Барабан управляется ременным приводом и электромотором;
- Дифференциал оборотов колеблется от 1 до 60 об/мин;
- Электродвигатель 7,5 кВт, 22А, IP55, 2965 об/мин;
- Гаситель вибраций, вмонтированные в ножки;
- Запуск при помощи инвертора;
- Скребок для осадка 0,3 кВт;
- Уровень шума – 78 дБ;
- Вес 800 кг.

Установлены комплектующие:

- Электродвигатель – Siemens;
- Привод – Cyclo;
- Подшипники – SKF/RHP;
- Ремень – Техгоре.

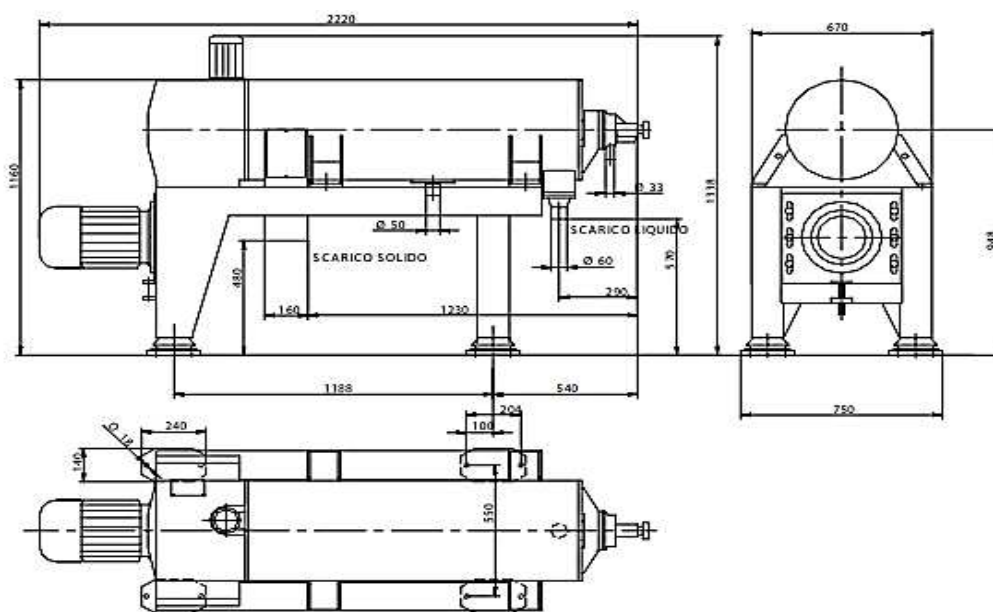


Рисунок 4.14 – Центрифуга Декантер V/DF 300

4.1.13. Обработка загрязненной воды

Загрязненная вода, поступающая из шламоуплотнителя и после промывки фильтров, поступает на доочистку в горизонтальный отстойник со встроенными тонкослойными модулями.

4.1.14. Горизонтальный отстойник с тонкослойными модулями

Горизонтальный отстойник — прямоугольный, вытянутый в направлении движения воды резервуар, в котором осветляемая вода движется в направлении, близком к горизонтальному, вдоль отстойника. Для равномерности распределения воды в поперечном сечении отстойника его объем делят в

продольном направлении перегородками на самостоятельно действующие секции.

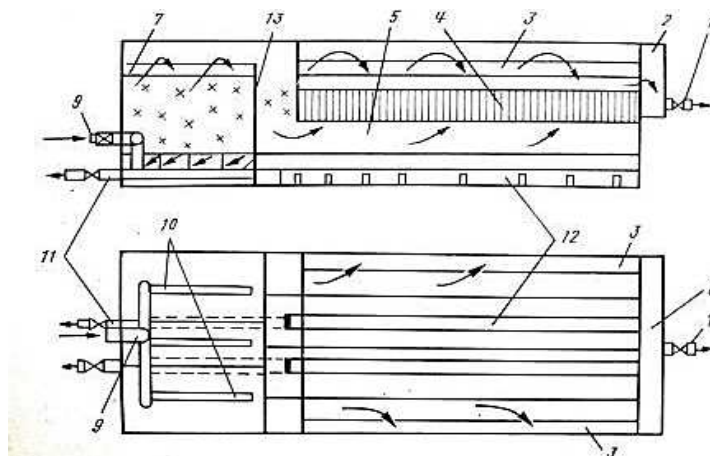


Рисунок 4.15 – Горизонтальный отстойник с тонкослойными модулями: 1 – отвод осветленной и подача исходной воды; 2 – водосборный карман; 3 – лотки децентрализованного сбора осветленной воды; 4 – тонкослойные модули; 5 – зона осветления воды; 6 – струенаправляющая перегородка; 7 – лотки для сбора и отведения воды из камеры; 8 – камера хлопьеобразования; 10 – перфорированные водораспределительные трубы; 11 – удаление осадка из отстойника; 12 – короба для сбора и удаления осадка из отстойника; 13 – затопленный водослив, отделяющий камеру от отстойника

Суммарный расход, поступающий из шламонакопителя и промывки фильтров

$$Q_{\text{час}} = 4,93 \text{ м}^3/\text{ч} = q_{\text{сут}} = 118,32 \text{ м}^3/\text{сут}$$

Суммарная площадь отстойников

$$F_{\text{отс}} = \frac{\alpha \cdot q_{\text{сут}}}{3,6 \cdot u_0}, \quad (4.82)$$

$$F_{\text{отс}} = \frac{\alpha \cdot q_{\text{сут}}}{3,6 \cdot u_0} = \frac{1,3 \cdot 118,32}{3,6 \cdot 0,45} = 94,95 \text{ м}^2.$$

Ширина отстойника

$$B = \frac{q_{\text{сут}}}{3,6 \cdot V_{\text{cp}} \cdot H_{\text{зо}} \cdot N}, \quad (4.83)$$

где V_{cp} – средняя горизонтальная скорость движения воды;

$H_{\text{зо}}$ – глубина зоны осаждения;

N – число отстойников.

$$B = \frac{q_{\text{сут}}}{3,6 \cdot V_{\text{cp}} \cdot H_{\text{зо}} \cdot N} = \frac{118,32}{3,6 \cdot 1,6 \cdot 3 \cdot 1} = 6,85 \text{ м.}$$

Длина отстойника

$$L = \frac{F_{\text{общ}}}{B \cdot N}, \quad (4.84)$$

$$L = \frac{F_{\text{общ}}}{B \cdot N} = \frac{94,95}{6,85 \cdot 1} = 13,86 \text{ м}$$

Периодическое удаление осадка из горизонтального отстойника

Объем зоны накопления

$$W_{\text{зН}} = \frac{T \cdot 24 \cdot Q_{\text{час}} \cdot (C_{\text{cp}} - m)}{\delta \cdot N}, \quad (4.85)$$

где T – работа отстойника между чистками, $T = 12 \text{ сут}$;

m – количество взвеси, выходящий из отстойника, $m = 8 \text{ мг/дм}^3$;

δ – средняя концентрация уплотненного осадка;

C_{cp} определяем по формуле

$$C_{cp} = M + K \cdot D_K, \quad (4.86)$$

$$C_{cp} = M + K \cdot D_K = 37,44 + 0,55 + 10,5 = 43,215 \text{ мг/л.}$$

Следовательно, объем зоны накопления

$$W_{3H} = \frac{T \cdot 24 \cdot Q_{\text{час}} \cdot (C_p - m)}{\delta \cdot N} = \frac{12 \cdot 24 \cdot 4,93 \cdot (43,215 - 8)}{15000 \cdot 1} = 3,33 \text{ м}^3.$$

Процент задержания взвеси отстойником:

$$P = \frac{(C_{cp} - m)}{C_{cp}} \cdot 100\%, \quad (4.87)$$

$$P = \frac{(C_{cp} - m)}{C_{cp}} \cdot 100\% = \frac{(43,215 - 8)}{43,215} \cdot 100\% = 81,5\%.$$

Объем одного отстойника

$$W = L \cdot B \cdot H, \quad (4.88)$$

где H находим по формуле

$$H = H_{30} + H_{3H}, \quad (4.89)$$

$$H_{3H} = \frac{W_{3H}}{F_{\text{омс}}} = \frac{3,33}{94,95} = 0,04 \text{ м}$$

$$H = H_{30} + H_{3H} = 3 + 0,04 = 3,04 \text{ м}$$

Следовательно

$$W = L \cdot B \cdot H = 13,86 \cdot 6,85 \cdot 3,04 = 288,62 \text{ м}^3$$

Непрерывное удаление осадка

Количество удаляемого осадка

$$P_{oc} = \frac{Q_{\text{час}} \cdot T \cdot 24 \cdot (C_{cp} - m)}{N \cdot 10^6}, \quad (4.90)$$

$$P_{oc} = \frac{Q_{\text{час}} \cdot T \cdot 24 \cdot (C_{cp} - m)}{N \cdot 10^6} = \frac{4,93 \cdot 12 \cdot 24 \cdot (43,215 - 8)}{1 \cdot 1000000} = 0,05 \text{ м.}$$

Расход воды, сбрасываемой с осадком

$$q_{oc} = \frac{P_{oc} \cdot 1 \cdot 100}{n \cdot P_T \cdot t}, \quad (4.91)$$

где n – количество коридоров в отстойнике;

P_T – содержание твердого вещества в осадке;

t – продолжительность сброса осадка.

$$q_{oc} = \frac{P_{oc} \cdot 1 \cdot 100}{n \cdot P_T \cdot t} = \frac{0,05 \cdot 1 \cdot 100}{3 \cdot 3,5 \cdot 8} = 0,06 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Площадь всех отверстий в дырчатых трубах

$$\sum f_0 = k_0 \cdot \frac{\pi \cdot d^2}{4}, \quad (4.92)$$

где k_0 – коэффициент перфорации.

$$\sum f_0 = k_0 \cdot \frac{\pi \cdot d^2}{4} = 0,7 \cdot \frac{3,14 \cdot 0,3^2}{4} = 0,05 \text{ м}^2.$$

Количество отверстий на одной трубе

$$n_0 = \frac{\sum f_0}{f_0}, \quad (4.93)$$

$$n_0 = \frac{\sum f_0}{f_0} = \frac{0,05}{0,0005} = 100 \text{ шт.}$$

Шаг оси отверстий

$$l_0 = \frac{L}{n_0}, \quad (4.94)$$

$$l_0 = \frac{L}{n_0} = \frac{13,86}{100} = 0,14 \text{ м.}$$

4.1.15. Расчет тонкослойных элементов

Тонкослойные элементы или блоки могут выполняться из мягких или полужестких полимерных пленок, соединенных в сотовую конструкцию, или из жестких листовых материалов в виде отдельных полок.

Суммарная площадь живого сечения тонкослойных элементов

$$F_{mэ} = \frac{Q_{\text{час}}}{N \cdot 3,6 \cdot V}, \quad (4.95)$$

$$F_{mэ} = \frac{Q_{\text{час}}}{N \cdot 3,6 \cdot V} = \frac{4,93}{1 \cdot 3,6 \cdot 5} = 0,27 \text{ м}^2.$$

Тонкослойные элементы прямоугольного сечения имеют размеры в плане $0,05 \times 0,05 \text{ м}$ и угол наклона 60° при значениях $K_{\kappa} = 0,75$ и $K_{o.u.} = 0,7$.

$$K_1 = \frac{1}{(K_{cm} \cdot K_{o.u.} \cdot K_{\kappa})}, \quad (4.96)$$

где K_{cm} – принимается в среднем $0,7-0,8$;

$K_{o.u.}$ – принимается равным $0,6-0,75$;

K_{κ} – следует принимать по фактическим данным с учетом толщины материала для тонкослойных элементов. Предварительно рекомендуется принимать его равным $0,7-0,95$.

$$K_1 = \frac{1}{(K_{cm} \cdot K_{o.u.} \cdot K_{\kappa})} = \frac{1}{(0,7 \cdot 0,6 \cdot 0,7)} = 3,4$$

$$K_2 = \frac{\varphi \cdot K_{\phi} \cdot K_{cm}}{\cos 60 \cdot \sin 60}, \quad (4.97)$$

$$K_2 = \frac{\varphi \cdot K_{\phi} \cdot K_{cm}}{\cos 60 \cdot \sin 60} = \frac{1}{0,5 \cdot 0,866} = 2,31$$

Длина тонкослойных элементов определяется по формуле

$$L_0 = K_2 \cdot H_0 \cdot \frac{K_1 \cdot V_H}{u_0 \cdot \beta \cdot K_{a2}} - 1 \quad (4.98)$$

$$L_0 = K_2 \cdot H_0 \cdot \frac{K_1 \cdot V_H}{u_0 \cdot \beta \cdot K_{a2}} - 1 = 2,31 \cdot 0,05 \cdot \frac{3,4 \cdot 3}{0,6 \cdot 1 \cdot 1,15} = 0,7 \text{ м.}$$

4.2. Технологическая схема очистки металлосодержащих сточных вод с использованием электрокоагулятора

Электрокоагуляция – это процесс, который основан на растворении электродов (на положительном электроде — аноде ионы отдают электроны, т. е. протекает реакция электрохимического окисления; на отрицательном электроде — катоде происходит присоединение электронов, т. е. протекает реакция восстановления) из алюминия, железа или их сплавов в электролите (сточная вода) под действием электрического тока, с последующим образованием гидроксидов металлов, отличающихся высокой коагуляционной способностью. На поверхности гидроксидов адсорбируются ионы и молекулы загрязнителя, и происходит коагуляция (слипание) частиц с последующим осаждением.

Технологическая схема работает следующим образом:

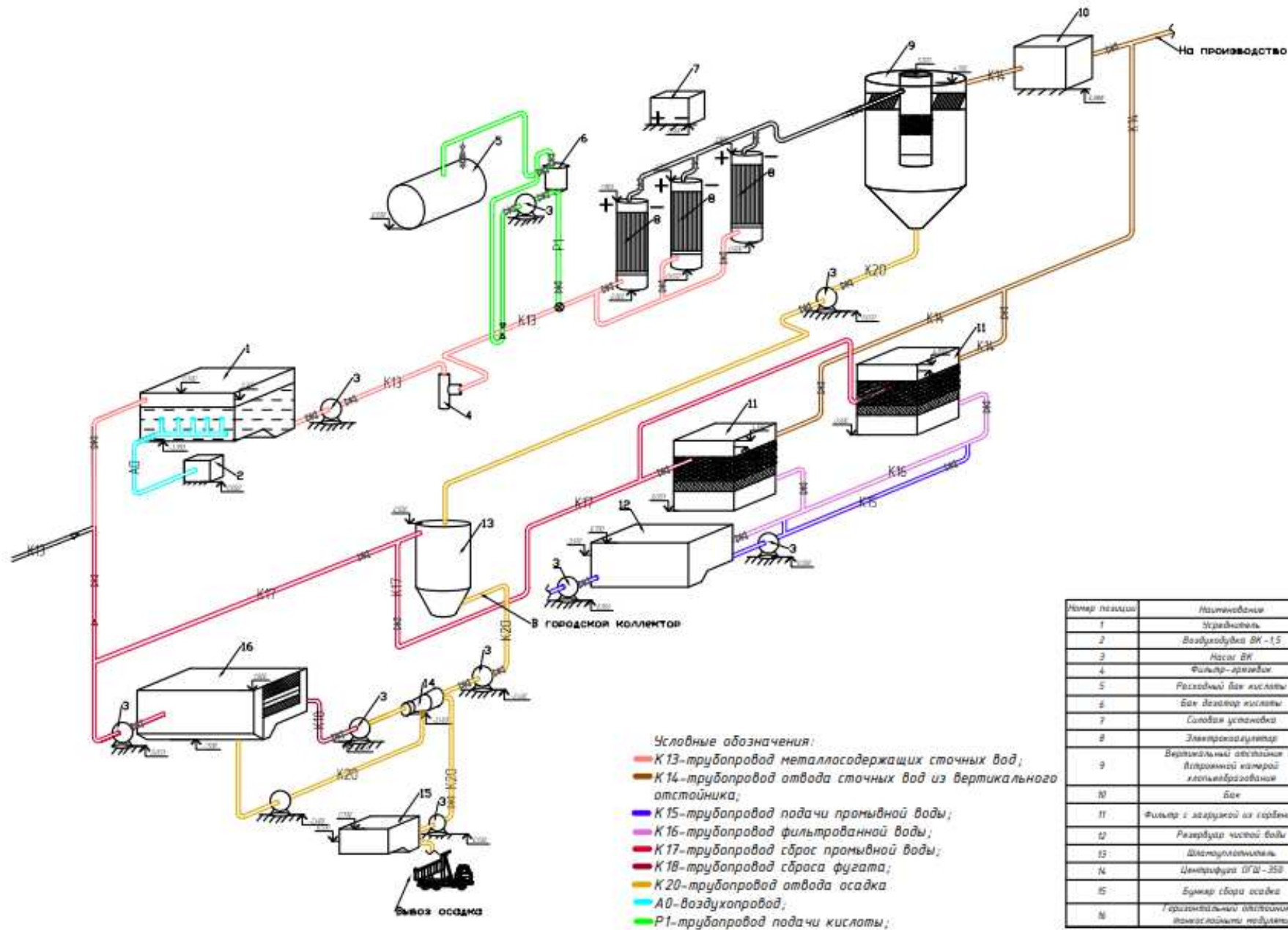
Металлосодержащие сточные воды поступают в *усреднитель (1)*, где происходит усреднение стоков как по концентрации, так и по расходу, затем *насосом (3)* проходит через *фильтр-грязевик (4)* и поступают на *электрокоагуляторы (8)*, где с помощью *силовой установки (7)* подается постоянный ток. Предварительно добавляется, с помощью *бака дозатора (6)*, кислота, из *расходного бака кислоты (5)*. После электрокоагуляторов подаются в *вертикальный отстойник со встроенной камерой хлопьеобразования (10)*.

Осветленную воду возможно использовать в технологическом процессе или отправить на доочистку на *скорые фильтры с зернистой загрузкой (12)*. Очищенная вода поступает в *резервуар чистой воды (13)*, от куда может сбрасываться в городской коллектор.

Осадок из *вертикального отстойника (10)* подается *насосом (3)* в *шламоуплотнитель (14)*, где он может находится до 5 суток. Затем *насосом (3)* перекачивается на *центрифугу (15)*, где происходит

разделение на жидкую и твердую фазу. После чего подается в *бункер сбора осадка (16)* и вывозится.

Фугат, образовавшийся в *центрифуге (15)*, поступает в *горизонтальный отстойник с тонкослойными модулями (17)*. Следом, с помощью насоса, подается в голову сооружения на дальнейшую очистку.



Номер позиции	Наименование	Количество
1	Узел питания	1
2	Воздуходувка ВК-15	1
3	Насос ВК	9
4	Фильтр-пресс	1
5	1	
6	Бак дозатор кислоты	1
7	Слобная установка	1
8	Электрокалорифер	2
9	Вертикальный отстойник с вторичной камерой хлопьяобразования	1
10	Бак	1
11	Фильтр с загрузкой из сорбента АС	2
12	Резервуар чистой воды	1
13	Шламочленильник	1
14	Центрифуга ЦГА-250	1
15	Бункер сбора осадка	1
16	Горизонтальный отстойник с пневматическим поддувом	1

Расчет усреднителя аналогичен пункту 4.1.1.

Расчет фильтра-грязеуловителя аналогичен 4.1.2.

4.2.1. Расчет электролизёра с железными анодами

Электрокоагуляторы с железными анодами относятся к нестандартизированному оборудованию. Предпочтительно использование электрокоагуляторов горизонтального типа с пластинчатыми электродами. Электрокоагуляторы могут быть как периодического, так и непрерывного действия. Электрокоагулятор состоит из корпуса с наклонным дном и крышкой, электродной системы, пеноудаляющего устройства. Электрокоагуляторы непрерывного действия, кроме того, должны быть снабжены устройствами рассредоточенного впуска и выпуска воды и устройством для поддержания уровня воды в аппарате на заданном уровне. Электрокоагуляторы обоих типов должны быть снабжены патрубками с вентилями для выпуска и впуска воды, пены, емкостями для сбора пены и вентиляционной системой удаления водорода.

Корпус электролизера прямоугольной формы следует изготавливать из листовой углеродистой стали с последующим нанесением на внутреннюю поверхность защитного покрытия, например, из винилпласта или эпоксидных смол.

Крышка электролизера, предназначенная для предотвращения выделения водорода в рабочее помещение, изготавливается из листовой стали с покраской внутренней поверхности водостойкой краской. Крышка устанавливается своим фланцем к фланцу корпуса и герметизируется. Дно корпуса электролизера должно иметь уклон.

Электродный блок, собираемый из железных пластин, выполняется в виде параллелепипеда и располагается равномерно по объему электролизера. Электроды в блоке устанавливаются плоскопараллельно на одинаковом

расстоянии друг от друга (10-20 мм). Объем жидкости над электродами не должен превышать 20 % общего объема электрокоагулятора. Электродные пластины прямоугольной формы следует изготавливать одинаковыми для обеспечения их взаимозаменяемости. Механическая жесткость электродного блока создается с помощью диэлектрических гребенок. Для удобства монтажа в блоках предусматривают проушины (крючки).

Соединение электродов в блок производится либо сваркой, либо стягиванием (разъемное соединение). Токоподводы к электродным блокам внутри электролизера в местах соприкосновения их с жидкостью должны быть изолированы. Их следует изолировать и от корпуса электрокоагулятора.

Пеноудаляющее устройство может быть, выполнено либо в виде приспособления, сгоняющего пену струями сжатого воздуха в пеносборный лоток, либо и виде доски с пневматическим приводом. Пеноудаляющее устройство перемещается как вручную, так и автоматически по заданной программе.

В процессе электролиза выделяется водород, который необходимо постоянно удалять из аппарата с помощью вытяжного вентиляционного устройства. Для обеспечения безопасности, работа электрокоагулятора должна быть заблокирована с работой вентилятора: в случае остановки вентилятора должна быть прекращена подача электроэнергии на электрокоагулятор.

Время обработки сточной воды при соответствующей силе тока выбирают экспериментально по степени ее осветления. При изменении состава воды время ее обработки также изменяется.

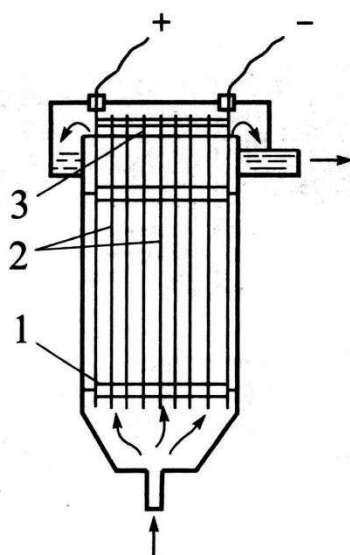


Рисунок 4.16 – Схема электрокоагулятора: 1 – изолирующие вставки; 2 – электродные пластины; 3 – токоведущие вставки

Для осуществления процесса коагуляции в воду вместо коагулянта могут быть введены ионы тяжелых металлов, полученные электрохимическим путем.

При использовании в качестве анода железных или аммонийных электродов происходит электрохимическое растворение, при котором в сточную воду переходят ионы металлов, превращающихся в их гидроксиды или соли, обладающие коагуляционной способностью. Процесс электрокоагуляции проходит только в кислой среде.

Определим необходимую дозу железа. Допустимая доза железа $D_{Fe} = 48$ г/м³.

Определим часовой расход железа по формуле

$$G_{Fe} = D_{Fe} \cdot Q_{час}, \quad (4.99)$$

$$G_{Fe} = D_{Fe} \cdot Q_{час} = 48 \cdot 4,93 = 236,64 \text{ г/ч.}$$

Определим силу тока, обеспечивающую растворение железных анодов

$$I = \frac{G_{Fe} \cdot 100}{k \cdot \eta \cdot t}, \quad (4.100)$$

где k – электрохимический эквивалент железа $k = 1,04, \text{ г/А}\cdot\text{ч}$;

t – время обработки сточных вод в электрокоагуляторе, $t = 0,45 \text{ ч}$;

η – выход металла по току, $\eta = 80\%$.

$$I = \frac{G_{Fe} \cdot 100}{k \cdot \eta \cdot t} = \frac{236,64 \cdot 100}{1,04 \cdot 0,45 \cdot 80} = 632,05 \text{ А}.$$

Общая площадь анодов рассчитывается по формуле

$$f_{pl} = \frac{I}{i_{an}}, \quad (4.101)$$

где i_{an} – анодная плотность, принимается $i_{an} = 150 - 250 \text{ А/м}^2$.

$$f_{pl} = \frac{I}{i_{an}} = \frac{632,05}{150} = 4,21 \text{ м}^2.$$

Общее необходимое число электродных пластин определяется по формуле

$$N_{pl} = \frac{2 \cdot f_{pl}}{f'_{pl}}, \quad (4.102)$$

где f'_{pl} – поверхность одного электрода, м^2 .

$$f'_{pl} = b \cdot h, \quad (4.103)$$

где b – ширина пластины, $b = 0,8$ м;

h – высота пластины, $h = 1$ м.

$$f'_{pl} = b \cdot h = 0,8 \cdot 1 = 0,8 \text{ м}^2,$$

$$N_{pl} = \frac{2 \cdot f_{pl}}{f'_{pl}} = \frac{2 \cdot 4,21}{0,8} = 10,53 \approx 11 \text{ шт.}$$

Число электродных пластин определяется по [1]. Принимаем 1 электролизер с 11 пластинами (6 анодов, 5 катодов).

Определим необходимую толщину анода и катода с учетом его износа на 80 % и срока эксплуатации на 50 %

$$\delta = \frac{Q_{сут} \cdot D_{Fe} \cdot n_{сут}}{0,4 \cdot \gamma \cdot 10^6 \cdot S_{общ}}, \quad (4.104)$$

где $n_{сут}$ – расчетная продолжительность работы электролизера, $n_{сут} = 100$ сут;

γ – удельный вес железа, $\gamma = 7,8$ г/м³;

$S_{общ}$ – общая площадь анодов и катодов, м².

$$S_{общ} = S_{к} + S_{а}, \quad (4.105)$$

где $S_{к} = 0,8 \cdot 5 = 4$ м²;

$S_{а} = 0,8 \cdot 6 = 4,8$ м².

$$S_{общ} = S_{к} + S_{а} = 4 + 4,8 = 8,8 \text{ м}^2,$$

$$\delta = \frac{Q_{\text{сут}} \cdot D_{\text{Fe}} \cdot n_{\text{сут}}}{0,4 \cdot \gamma \cdot 10^6 \cdot S_{\text{общ}}} = \frac{118,32 \cdot 48 \cdot 100}{0,4 \cdot 7,8 \cdot 10^6 \cdot 8,8} = 0,021 = 2,1 \text{ см.}$$

Определим геометрические размеры электрокоагулятора.

Ширина электрокоагулятора:

$$B = b + 2 \cdot a, \quad (4.106)$$

где $b = 1 \text{ м}$;

a – расстояние от последнего электрода до стенки корпуса электрокоагулятора, $a = 0,03 \text{ м}$.

$$B = b + 2 \cdot a = 1 + 2 \cdot 0,03 = 1,06 \text{ м.}$$

Высота электрокоагулятора:

$$H = h + a_1 + a_2, \quad (4.107)$$

где a_1 – расстояние от нижнего конца электрода до дна электрокоагулятора,

$$a_1 = 0,05 \text{ м};$$

a_2 – расстояние от нижнего конца электрода до дна электрокоагулятора,

$$a_2 = 0,02 \text{ м.}$$

$$H = h + a_1 + a_2 = 0,8 + 0,05 + 0,02 = 0,87 \text{ м.}$$

Длина электрокоагулятора

$$L = N \cdot \delta + (N - 1) \cdot a' + 2 \cdot a, \quad (4.108)$$

где N – сумма катодов и анодов;

δ - толщина катодов и анодов, м;

a' - расстояние между электродами, $a' = 0,02$.

$$L = N \cdot \delta + (N - 1) \cdot a' + 2 \cdot a = 11 \cdot 2,1 + (11 - 1) \cdot 0,02 + 2 \cdot 0,03 = 23,36 \text{ м.}$$

Определим рабочий объем электрокоагулятора

$$W_{ek} = f_{pl} \cdot b', \quad (4.109)$$

где f_{pl} - общая площадь пластин, A/m^2 ;

b' - расстояние между соседними электродами, $b' = 0,02$ м.

$$W_{ek} = f_{pl} \cdot b' = 4,21 \cdot 0,02 = 0,08 \text{ м}^3$$

Общий объем электрокоагулятора определяем по формуле

$$W = B \cdot L \cdot H, \quad (4.110)$$

$$W = B \cdot L \cdot H = 1,06 \cdot 23,36 \cdot 0,87 = 21,54 \text{ м}^3.$$

Таблица 4.1 – Технологические показатели электрокоагулятора

Технологические показатели	Электрокоагулятор
Ширина В, м	1,06
Высота Н, м	0,87
Длина L, м	23,36
Рабочий объем W_{ek} , $м^3$	0,08
Общий объем W, $м^3$	21,54

Расчет вертикального отстойника со встроенной камерой хлопьеобразования, фильтра с зернистой загрузкой, резервуара чистой воды, шламоуплотнителя, центрифуги и горизонтального отстойника с тонкослойными модулями аналогичен 4.1

4.3. Технологическая схема очистки металлосодержащих сточных вод ионнообменным методом

Ионообменный метод – процесс обмена ионами, находящимися в растворе, и ионами, присутствующими на поверхности твёрдой фазы – ионита.

Данная методика широко применяется и в промышленности, и в быту. Жесткость воде придают растворенные в ней соли магния и кальция, а ионный обмен регулирует их содержание и, соответственно, нормализует состав. В итоге минеральные соли жесткости заменяются другими химическими структурами, и вода сохраняет нужные свойства. Для проведения водоподготовки путем ионного обмена используются специальные фильтрующие устройства – сначала их заполняют ионитами, а потом запускают воду.

Очистку воды осуществляют ионитами — синтетическими ионообменными смолами, изготовленными в виде гранул размером 0,2...2 мм. Иониты изготовляют из нерастворимых в воде полимерных веществ, имеющих на своей поверхности подвижный ион (катион или анион), который при определенных условиях вступает в реакцию обмена с ионами того же знака, содержащимися в воде. Различают сильно- и слабокислотные катиониты (в H⁺- или Na⁺- форме) и сильно- и слабоосновные аниониты (в OH⁻- или солевой форме), а также иониты смешанного действия.

Ионообменные смолы (синтетические органические иониты) имеют возможность регенерации. После истощения рабочей обменной емкости ионита он теряет способность обмениваться ионами и его необходимо регенерировать. Процессы восстановления, как правило, протекают в автоматическом режиме. На регенерацию обычно затрачивают около 2 часов, из них на:

- взрыхление: 10-15 мин;
- на фильтрование регенерирующего раствора: 25 - 40 мин;
- на отмывку: 30 - 60 мин.

Ионообменную очистку реализуют последовательным фильтрованием воды через катиониты и аниониты.

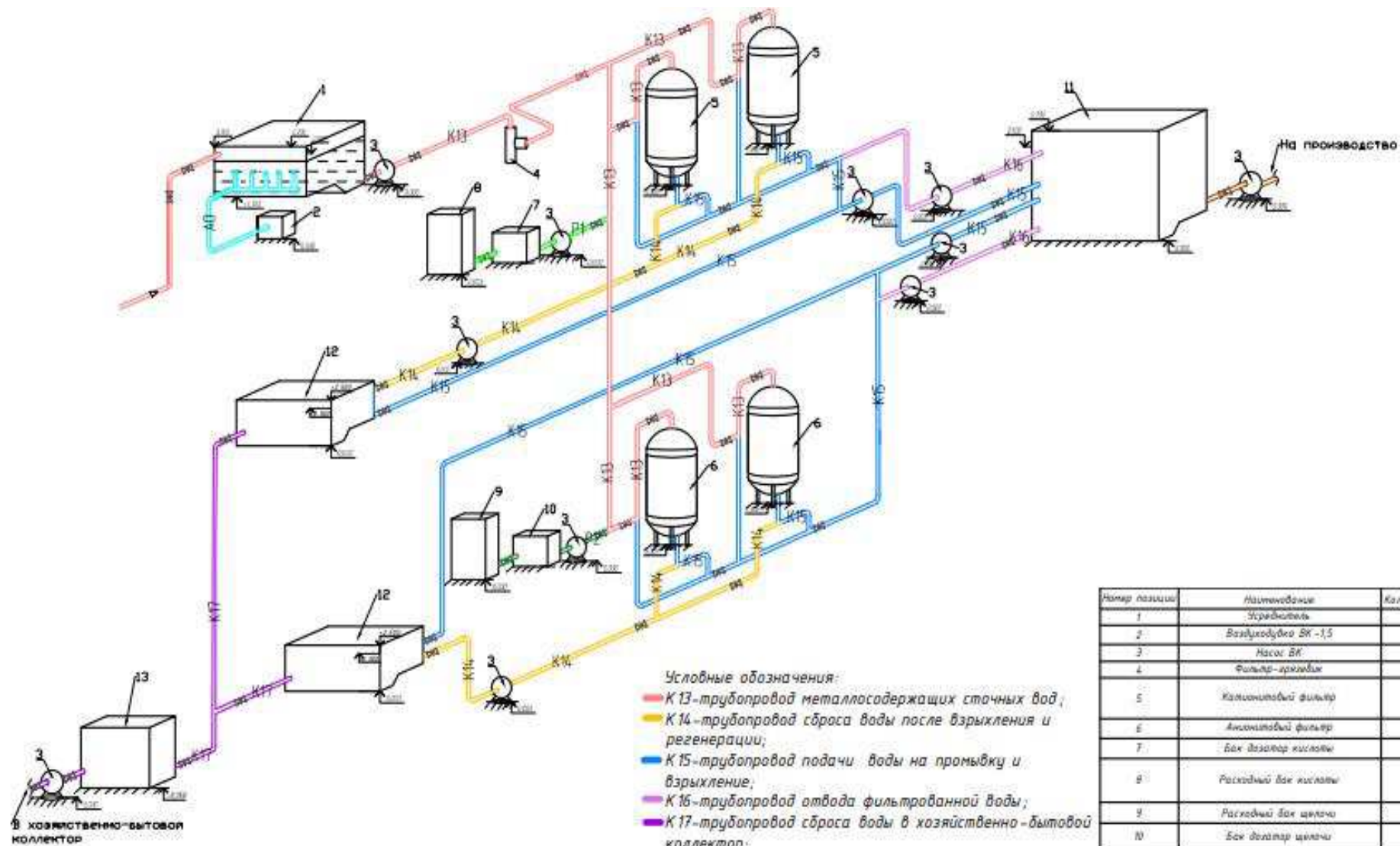
Ионообменная очистка сточных вод позволяет извлекать и утилизировать следующие загрязняющие вещества: тяжелые цветные металлы (медь, никель, цинк, свинец, кадмий и др.), хром, ПАВ, цианистые соединения и радиоактивные вещества.

Технологическая схема очистки ионообменным методом работает следующим образом:

Металлосодержащие сточные воды поступают в *усреднитель (1)*, где происходит усреднение стоков как по концентрации, так и по расходу, затем с помощью *насосов (3)*, сточные воды проходят через *фильтр-грязевик (4)* и поступают в *катионитовые фильтры (5)*, предварительно добавляется кислота из *расходного бака (8)* с помощью *бака дозатора кислоты (7)*. Так же сточные воды поступают на *анионитовые фильтры (6)*, предварительно добавляется щелочь из *расходного бака (9)* с помощью *бака дозатора (10)*.

С фильтров стоки поступают в *резервуар чистой воды (11)* для промывки и взрыхления.

После обработки, взрыхления, регенерации и отмывки сточные воды подаются в *резервуар сбора промывной воды (12)*, далее поступают в *водосборный лоток (13)* от куда сбрасываются в хозяйственно-бытовой коллектор.



- Условные обозначения:
- K 13 - трубопровод металлосодержащих сточных вод;
 - K 14 - трубопровод сброса воды после взрыхления и регенерации;
 - K 15 - трубопровод подачи воды на промывку и взрыхление;
 - K 16 - трубопровод отвода фильтрованной воды;
 - K 17 - трубопровод сброса воды в хозяйственно-бытовой коллектор;
 - A0 - воздухопровод;
 - P 1 - трубопровод подачи раствора кислоты;
 - P 2 - трубопровод подачи раствора щелочи;

Номер позиции	Наименование	Количество
1	Усреднитель	1
2	Воздуходувка BK -1,5	1
3	Насос BK	11
4	Фильтр-грязевик	1
5	Катионитовый фильтр	2
6	Анионитовый фильтр	2
7	Бак дозатор кислоты	1
8	Расходный бак кислоты	1
9	Расходный бак щелочи	1
10	Бак дозатор щелочи	2
11	Разветвитель чистой воды	1
12	Разветвитель для сброса промывной воды	2
13	Водосборный лоток	1

Расчет усреднителя аналогичен пункту 4.1.1.

Расчет фильтра-грязевека аналогичен 4.1.2.

4.4.1. Резервуар сбора воды после фильтров

Резервуар рассчитывается на 1 час накопления воды

$$W_p = 1 \cdot q_v, \quad (4.111)$$

$$W_p = 1 \cdot q_v = 1 \cdot 4,93 = 4,93 \text{ м}^3.$$

4.4.2. Расчет катионитовых фильтров

Катионитами принято называть полимеры, способные поглощать из растворов электролитов положительно заряженные ионы (катионы), проявляющие свойства кислот.

Катионит КУ-2 – сильнокислотная ионообменная смола с гелевой структурой. Выпускается в форме мелких гранул сферической формы от светло-желтого до темно-коричневого цвета. Формула: сополимер стирола и дивинилбензола.

Катионит КУ-2 является наиболее распространенной маркой на территории СНГ. Данная марка катионита выпускается несколькими российскими и украинскими предприятиями. Техническая характеристика представлена в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Технические характеристики катионита КУ – 2

Наименование показателя	Норма	
	Высший сорт	Первый сорт
Внешний вид	Зерна от светло-желтого до темно-коричневого цвета	
Гранулометрический состав:		
а) размер зерен, мм	0,315 - 1,25	0,315 - 1,25
б) содержание рабочей фракции, %, не менее	96	95
в) эффективный размер зерен, мм, не более	0,4 - 0,55	0,35 - 0,55
г) коэффициент однородности, не более	1,7	1,8
Массовая доля влаги, %, не более	48 - 58	48 - 58
Удельный объем, см/гЗ, в Н-форме, не более	2,8	2,8
Полная статическая обменная емкость, ммоль/смЗ (мг-экв/смЗ), не менее	1,8	1,8
Динамическая обменная емкость моль/м ³ (г-экв/мЗ) не менее:		
с полной регенерацией ионита	-	-
с заданным расходом регенерирующего вещества	526	520
Осмотическая стабильность, %, не менее	94,5	85

Объем катионита определяют по формуле

$$W_K = \frac{K_{с.н.} \cdot Q_{сут} \cdot \sum[K]}{n_{фи} \cdot E_{раб.к}}, \quad (4.112)$$

где $K_{с.н.}$ – коэффициент учета расхода воды на собственные нужды установки,

$$K_{с.н.} = 1,2 - 1,35;$$

$Q_{сут}$ – расход сточных вод, $Q_{сут} = 118,32 \text{ м}^3/\text{сут}$;

$\sum[K]$ – сумма катионов в исходной воде, $\sum[K] = 17,75 \text{ мг-экв/л}$;

$n_{фи}$ – число фильтроциклов в сутки, $n_{фи} = 2$.

$E_{раб.к}$ – рабочая обменная способность катионита, которая находится по формуле

$$E_{\text{раб.к}} = E_{\text{э.р.}} \cdot K_{\text{обм}} \cdot E_{\text{полн.к}} - 0,5 \cdot q \cdot \sum[K], \quad (4.113)$$

где $E_{\text{э.р.}}$ – коэффициент эффективности регенерации, $E_{\text{э.р.}} = 0,8 - 0,9$;

$K_{\text{обм}}$ – коэффициент для учета обменной способности снижения катионита КУ 2-8, $K_{\text{обм}} = 0,8 - 0,9$;

$E_{\text{полн.к}}$ – полная обменная способность катиона, $E_{\text{полн.к}} = 800 \text{ г-экв/м}^3$;

q – удельный расход осветленной воды на отметку 1 м^3 загрузки, $q = 4 - 6 \text{ м}^3$.

$$E_{\text{раб.к}} = E_{\text{э.р.}} \cdot K_{\text{обм}} \cdot E_{\text{полн.к}} - 0,5 \cdot q \cdot \sum[K] = 0,8 \cdot 0,8 \cdot 800 - 0,5 \cdot 4 \cdot 17,75 = 476,5 \text{ мг-экв/м}^3.$$

$$W_K = \frac{K_{\text{с.н.}} \cdot Q_{\text{с.ут}} \cdot \sum[K]}{n_{\text{фи}} \cdot E_{\text{раб.к}}} = \frac{1,2 \cdot 118,32 \cdot 17,75}{2 \cdot 476,5} = 2,64 \text{ м}^3.$$

Общая площадь катионитовых фильтров

$$F_K = \frac{W_K}{H_R}, \quad (4.114)$$

где H_K – высота слоя загрузки, $H_K = 2 \text{ м}$;

W_K – объем катионита.

$$F_K = \frac{W_K}{H_R} = \frac{2,64}{2} = 1,32 \text{ м}^2.$$

Техническая характеристика катионитового фильтра представлена в таблице 4.3.

Таблица 4.3 – Техническая характеристика катионитового фильтра

Диаметр фильтра, мм	Высота слоя загрузки, мм	Основные размеры, мм		Вес фильтра, т	
		Строительная высота	Диаметр подводящего патрубка	Без загрузки	С загрузкой
1000	2000	3600	50	1,3	5,3

Подбираем общее количество фильтров (1 рабочий, 1 резервный).

Скорость фильтрования воды через катионитовые фильтры не превышает 10 м/ч и определяется по формуле

$$V_K = \frac{Q_{сум}}{24 \cdot F_K}, \quad (4.115)$$

$$V_K = \frac{Q_{сум}}{24 \cdot F_K} = \frac{118,32}{24 \cdot 1,32} = 3,73 \text{ м/ч.}$$

4.4.3. Расчет анионитовых фильтров

Анионитами называют полимеры, которые проявляют способность поглощать из растворов отрицательно заряженные ионы (анионы) и обменивать их на другие анионы. Они проявляют свойства оснований.

Техническая характеристика анионита приведена в таблице 4.4.

Таблица 4.4 – Характеристика анионита АН-18

Марка анионита	Внешний вид	Размер зерен, мм	Массовая доля влаги, %	Полная статическая обменная емкость, мг-экв/см ³ , не менее
Слабоосновный анионит АН-18	Сферические зерна белого и светло-желтого цвета	0,315-1,25	35 – 60	1

В качестве II ступени очистки ионообменной установки принимаем аниониты со слабоосновным анионитом АН-18. Скорость не превышает 20 м/ч и находится по формуле

$$V_A = \frac{E_{\text{раб.А}} \cdot H_A - 0,5 \cdot H_A \cdot \sum [A]}{T \cdot [A] + 0,02 \cdot E_{\text{раб.А}} \cdot \ln[A] - 0,1 \cdot [A] \cdot \ln[A]}, \quad (4.116)$$

где H_A – высота загрузки анионитового фильтра, м;

$[A]$ – содержание анионитов сильных кислот в сточной воде, сумма хлоридов и сульфатов;

$E_{\text{раб.А}}$ – рабочая способность анионита, $E_{\text{раб.А}} = 1000 \text{ г-экв/м}^3$;

T – продолжительность работы каждого фильтра между регенерациями находится по формуле

$$T = \left(\frac{24}{n} \right) - t_1 - t_2 - t_3, \quad (4.117)$$

где t_1 – продолжительность взрыхления анионита, $t_1 = 0,25$ ч;

t_2 – продолжительность пропуска через анионит, $t_2 = 1,5$ ч;

t_3 – продолжительность промывки анионита, $t_3 = 3$ ч;

n – число регенераций за сутки, $n = 2$.

$$T = \left(\frac{24}{n} \right) - t_1 - t_2 - t_3 = \left(\frac{24}{2} \right) - 0,25 - 1,5 - 3 = 7,25 \text{ ч.}$$

$$\begin{aligned} V_A &= \frac{E_{\text{раб.А}} \cdot H_A - 0,5 \cdot H_A \cdot \sum [A]}{T \cdot [A] + 0,02 \cdot E_{\text{раб.А}} \cdot \ln[A] - 0,1 \cdot [A] \cdot \ln[A]} = \\ &= \frac{1000 \cdot 2 - 0,5 \cdot 2 \cdot 14,29}{7,25 \cdot 14,29 + 0,02 \cdot 1000 \cdot \ln 14,29 - 0,1 \cdot 14,29 \cdot \ln 14,29} = 19,47 \end{aligned}$$

Объем катионита определяют по формуле

$$W_A = \frac{K_{с.н.} \cdot Q_{сут} \cdot \sum[A]}{n_{фи} \cdot E_{раб.А}}, \quad (4.118)$$

где $K_{с.н.}$ – коэффициент учета расхода воды на собственные нужды установки,

$$K_{с.н.} = 1,2 - 1,35;$$

$Q_{сут}$ – расход сточных вод, $Q_{сут} = 118,32 \text{ м}^3/\text{сут}$;

$\sum[A]$ – сумма катионов в исходной воде, $\sum[A] = 17,75 \text{ мг-экв/л}$;

$n_{фи}$ – число фильтроциклов в сутки, $n_{фи} = 2$.

$E_{раб.А}$ – рабочая обменная способность катионита, которая находится по формуле

$$E_{раб.А} = E_{э.р.} \cdot K_{обм} \cdot E_{полн.А} - 0,5 \cdot q \cdot \sum[A], \quad (4.119)$$

где $E_{э.р.}$ – коэффициент эффективности регенерации, $E_{э.р.} = 0,8 - 0,9$;

$K_{обм}$ – коэффициент для учета обменной способности снижения анионита,

$$K_{обм} = 0,8 - 0,9;$$

$E_{полн.А}$ – полная обменная способность катиона, $E_{полн.А} = 1000 \text{ г-экв/м}^3$;

q – удельный расход осветленной воды на отметку 1 м^3 загрузки, $q = 4 - 6 \text{ м}^3$.

$$E_{раб.А} = E_{э.р.} \cdot K_{обм} \cdot E_{полн.А} - 0,5 \cdot q \cdot \sum[A] = 0,8 \cdot 0,8 \cdot 1000 - 0,5 \cdot 4 \cdot 17,75 = 604,5 \text{ мг-экв/м}^3.$$

$$W_A = \frac{K_{с.н.} \cdot Q_{сут} \cdot \sum[A]}{n_{фи} \cdot E_{раб.А}} = \frac{1,2 \cdot 118,32 \cdot 17,75}{2 \cdot 604,5} = 2,08 \text{ м}^3.$$

$$W = \pi \cdot \left(\frac{d}{2}\right)^2 \cdot h, \quad (4.120)$$

$$W = \pi \cdot \left(\frac{d}{2}\right)^2 \cdot h = 3,14 \cdot \left(\frac{1}{2}\right)^2 \cdot 2 = 1,57 \text{ м}^3.$$

Количество анионитовых рабочих фильтров принимаем 1, резервных 1.

Площадь анионитовых фильтров, м^2

$$F_A = \frac{W_A}{H_A}, \quad (4.121)$$

$$F_A = \frac{W_A}{H_A} = \frac{2,08}{2} = 1,04 \text{ м}^2.$$

4.4.5 Расчет регенерационного хозяйства ионитовой установки

Объем бака-мерника рассчитывается по формуле

$$W_M = \frac{\alpha_1 \cdot Q_{\text{час}} \cdot \alpha \cdot \sum [K] \cdot T \cdot P}{10^4 \cdot \beta \cdot \gamma \cdot n}, \quad (4.122)$$

где α_1 – коэффициент, учитывающий расход воды на собственные нужды,

$\alpha_1 = 1,2$;

$Q_{\text{час}}$ – расход воды в час, $\text{м}^3/\text{час}$;

α – удельный расход реагента, для кислоты – 90, для щелочи - 150;

T – продолжительность работы ионитового фильтра, $T = 7,25$ ч;

P – число регенераций, на который принимают запас реагента в мернике,

$P = 2$;

n – число рабочих ионитовых фильтров.

$$W_{M.K.} = \frac{\alpha_1 \cdot Q_{\text{час}} \cdot \alpha \cdot \sum [K] \cdot T \cdot P}{10^4 \cdot \beta \cdot \gamma \cdot n} = \frac{1,2 \cdot 4,93 \cdot 90 \cdot 17,75 \cdot 7,25 \cdot 2}{10^4 \cdot 30 \cdot 1,14 \cdot 1} = 0,4 \text{ м}^3.$$

Подбираем 1 бак-мерник для катионита объемом $0,5 \text{ м}^3$, с наружным диаметром 810 мм, строительной высотой 1345 мм и весом 313 кг.

$$W_{M.Ш.} = \frac{\alpha_1 \cdot Q_{\text{час}} \cdot \alpha \cdot \sum [K] \cdot T \cdot P}{10^4 \cdot \beta \cdot \gamma \cdot n} = \frac{1,2 \cdot 4,93 \cdot 150 \cdot 17,75 \cdot 7,25 \cdot 2}{10^4 \cdot 98 \cdot 0,95 \cdot 1} = 0,26 \text{ м}^3.$$

Подбираем 1 бак-вытеснитель для анионита объемом $0,3 \text{ м}^3$, с наружным диаметром 670 мм, строительной высотой 1685 мм и весом 290 кг.

Емкость бака с водой для взрыхления ионитов определяется

$$W_{\text{б.в.}} = \frac{2 \cdot \omega_{\text{взр.}} \cdot F \cdot 60 \cdot t_{\text{в}}}{1000}, \quad (4.123)$$

где $\omega_{\text{взр.}}$ – интенсивность взрыхления, $\omega_{\text{взр.}} = 3-5 \text{ л/с на } 1 \text{ м}^2$;

F – площадь ионитового фильтра, м^2 ;

$t_{\text{в}}$ – продолжительность взрыхления, $t_{\text{в}} = 15-20 \text{ мин.}$

$$W_{\text{б.в.К.}} = \frac{2 \cdot \omega_{\text{взр.}} \cdot F \cdot 60 \cdot t_{\text{в}}}{1000} = \frac{2 \cdot 4 \cdot 1,32 \cdot 60 \cdot 20}{1000} = 12,67 \text{ м}^3,$$

$$W_{\text{б.в.Ш.}} = \frac{2 \cdot \omega_{\text{взр.}} \cdot F \cdot 60 \cdot t_{\text{в}}}{1000} = \frac{2 \cdot 4 \cdot 1,04 \cdot 60 \cdot 20}{1000} = 9,98 \text{ м}^3.$$

При перекачке раствора устанавливают 1 рабочий и 1 резервный насос. Максимальный напор 20 м.

где $\omega_{\text{взр.}}$ – интенсивность взрыхления, $\omega_{\text{взр.}} = 3-5$ л/с на 1 м^2 ;

F – площадь ионитового фильтра, м^2 ;

$t_{\text{г}}$ – продолжительность взрыхления, $t_{\text{г}} = 15-20$ мин.

$$W_{\text{б.в.к.}} = \frac{2 \cdot \omega_{\text{взр.}} \cdot F \cdot 60 \cdot t_{\text{г}}}{1000} = \frac{2 \cdot 4 \cdot 1,32 \cdot 60 \cdot 20}{1000} = 12,67 \text{ м}^3,$$

$$W_{\text{б.в.ш.}} = \frac{2 \cdot \omega_{\text{взр.}} \cdot F \cdot 60 \cdot t_{\text{г}}}{1000} = \frac{2 \cdot 4 \cdot 1,04 \cdot 60 \cdot 20}{1000} = 9,98 \text{ м}^3.$$

При перекачке раствора устанавливают 1 рабочий и 1 резервный насос.
Максимальный напор 20 м.

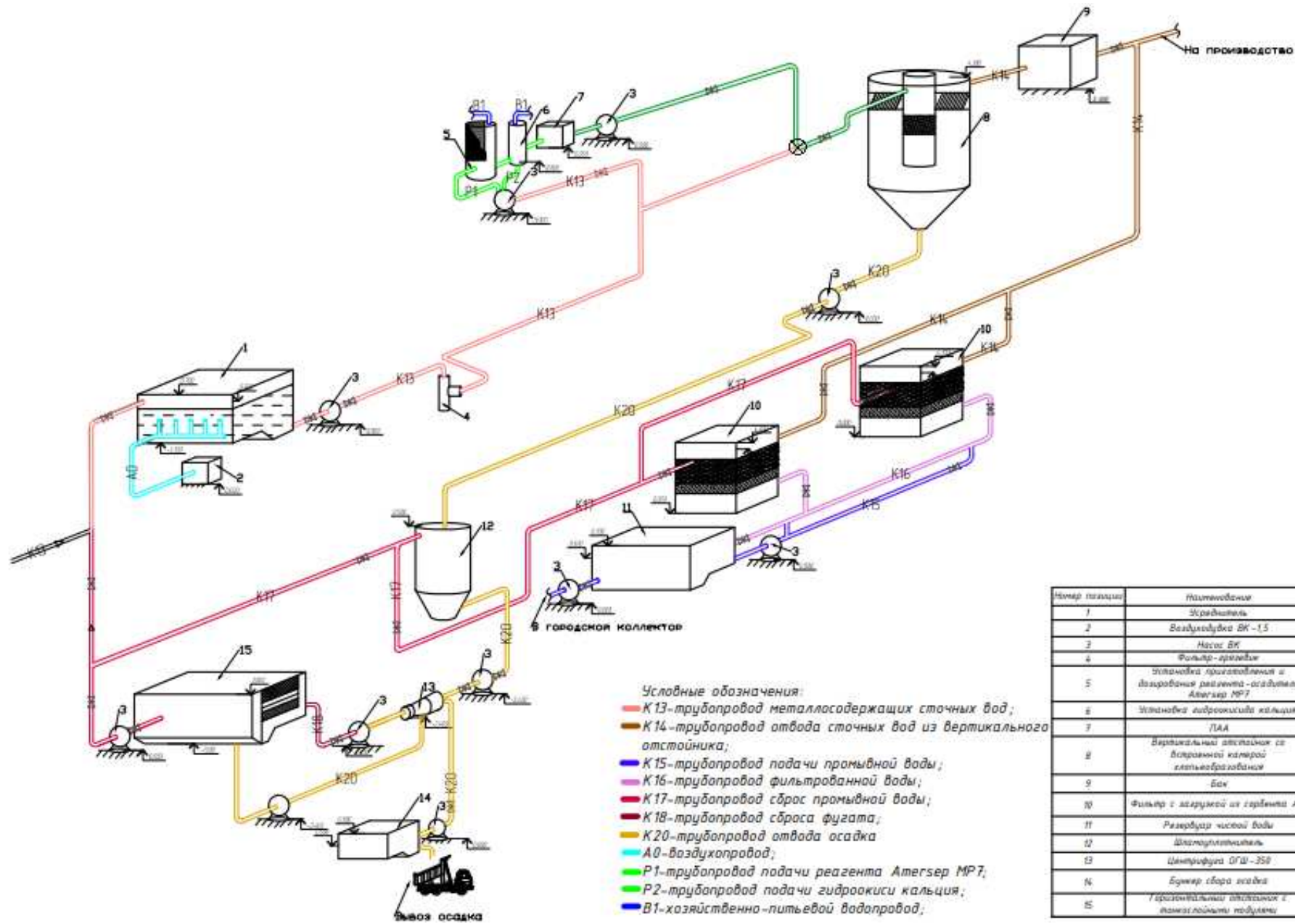
4.4. Технологическая схема очистки металлосодержащих сточных вод с использованием реагентной обработки

Металлосодержащие сточные воды поступают в *усреднитель (1)*, где происходит усреднение стоков как по концентрации, так и по расходу, затем с помощью *насосов (3)*, сточные воды проходят через *фильтр-грязевик (4)* и подаются в *камеру хлопьеобразования, встроенную в вертикальный отстойник (8)*, предварительно добавляется реагент *Amersep MP7 (5)*, *гидроксид кальция (6)* и *полиакриламид (7)*.

Осветленную воду возможно использовать в технологическом процессе или отправить на доочистку на *скорые фильтры с зернистой загрузкой из гранодиоритового песка (12)*. Очищенная вода поступает в *резервуар чистой воды (13)*, от куда может сбрасываться в городской коллектор.

Осадок из *вертикального отстойника (10)* подается *насосом (3)* в *шламоуплотнитель (14)*, где он может находится до 5 суток. Затем *насосом (3)* перекачивается на *центрифугу (15)*, где происходит разделение на жидкую и твердую фазу. После чего подается в *бункер сбора осадка (16)* и вывозится.

Фугат, образовавшийся в *центрифуге (15)*, поступает в *горизонтальный отстойник с тонкослойными модулями (17)*. Следом, с помощью насоса, подается в голову сооружения на дальнейшую очистку.



Номер позиции	Наименование	Количество
1	Усреднитель	1
2	Воздуходувка BK-1,5	1
3	Насос BK	30
4	Фильтр-арматура	1
5	Полосовый реактор-осадитель Амерсеп MP7	1
6	Установка гидроокиси кальция	1
7	ПАА	1
8	Вертикальный отстойник со всплывающей корой элементарной	1
9	Бак	1
10	Фильтр с загрузкой из сорбента AC	2
11	Резервуар чистой воды	1
12	Шламмуловальня	1
13	Центрифуга ДГВ-350	1
14	Буфер сбора осадка	1
15	Горизонтальный отстойник с плоским днищем	1

Расчет усреднителя аналогичен пункту 4.1.1.

Расчет фильтра-грязевода аналогичен 4.1.2.

4.4.1. Расчет дозы коагулянта

После фильтра грязевода в сточная вода подается в смеситель, туда же подается коагулянт (Amersep MP7). Образование хлопьев происходит в камере хлопьеобразования вертикального отстойника.

Обрабатываемая сточная вода находится в нейтральной среде $pH = 6,5 - 8,5$.

Дозу коагулянта принимаем по полученным данным исследований в зависимости от количества Cu^{2+} , Ni^{2+} и Zn^{2+}

$$D_k = (C_{Cu^{2+}} + C_{Zn^{2+}} + C_{Ni^{2+}}) \cdot 3,5 \cdot 4,5, \quad (4.124)$$

где $C_{Cu^{2+}} = 60 \text{ мг/дм}^3$;

$C_{Zn^{2+}} = 20 \text{ мг/дм}^3$;

$C_{Ni^{2+}} = 10 \text{ мг/дм}^3$.

$$D_k = (C_{Cu^{2+}} + C_{Zn^{2+}} + C_{Ni^{2+}}) \cdot 3,5 \cdot 4,5 = (60 + 20 + 10) \cdot 3,5 \cdot 4,5 = 1417,5 \text{ мг/л}$$

Расчет вертикального отстойника со встроенной камерой хлопьеобразования, фильтра с зернистой загрузкой, резервуара чистой воды, шламоуплотнителя, центрифуги и горизонтального отстойника с тонкослойными модулями аналогичен 4.1

5. Технико-экономической обоснование для выбора рационального метода обезвреживания сточных вод гальванического производства

Для выбора рационального метода обработки металлосодержащих сточных вод определяли основные параметры инвестиционной деятельности – объем инвестиций в основной капитал, продолжительность и интенсивность их осуществления по периодам строительства проектируемого объекта. При определении капитальных вложений (единовременных затрат) на осуществление инвестиционного проекта учитываем лишь прямые затраты в виде сметной стоимости строительства системы очистки нефтесодержащих сточных вод, состоящие из затрат:

- 1) на проведение строительных работ;
- 2) на приобретение оборудования;
- 3) на осуществление работ по монтажу оборудования и систем.

Выбор более экономичного варианта производился на основе сравнения суммарных денежных потоков от инвестиционной и операционной деятельности нескольких вариантов.

Вариант 1 – технологическая схема гальванокоагуляционной очистки металлосодержащих стоков.

Вариант 2 – технологическая схема электрокоагуляционной очистки металлосодержащих сточных вод.

Вариант 3 – технологическая схема ионного обмена очистки металлосодержащих сточных вод.

Вариант 4 – технологическая схема очистки металлосодержащих стоков с применением реагентного метода.

В табл. 5.1 приведена потребность в капитальных вложениях на реализацию различных инвестиционных проектов системы очистки металлосодержащих сточных вод производительностью $4,93 \text{ м}^3/\text{сут.}$

Таблица 5.1 - Капитальные вложения при реализации различных инвестиционных проектов

№ п/п	Наименование оборудования	Стоимость единицы, т. руб.	Инвестиционные проекты							
			Вариант 1 Гальванокоагуляция		Вариант 2 Электрокоагуляция		Вариант 3 Ионообменный метод		Вариант 4 Реагентный метод	
			Кол- во, шт.	Общая сумма	Кол-во, шт.	Общая сумма	Кол- во, шт.	Общая сумма	Кол- во, шт.	Общая сумма
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	Резервуар- усреднитель, Н=1,5м, В =3 м, L=4м.	164,9	1	164,9	1	164,9	1	164,9	1	164,9
2	Воздуходувка ВК- 1,5	108,6	2	217,2	1	108,6	1	108,6	1	108,6
3	Фильтр грязевик	19,98	1	19,98	1	19,98	1	19,98	1	19,98

Продолжение таблицы 5.1 – Капитальные вложения при реализации различных инвестиционных проектов

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
4	Гальванокоагулятор	50	3	150	-	-	-	-	-	-
5	Электролизер	352,5	-	-	3	1057,5	-	-	-	-
6	Вертикальный отстойник со встроенной камерой хлопьеобразования	177,9	1	177,9	1	177,9	-	-	1	177,9
7	Скорый фильтр	226,5	2	453	2	453			2	453
8	Шламоуплотнитель	81	1	81	1	81	-	-	2	162
9	Резервуар чистой воды	67,4	1	67,4	1	67,4	1	67,4	1	67,4
10	Резервуар промывной воды	85,8	-	-	-	-	2	171,6	-	-
11	Центрифуга	48,6	1	48,6	1	48,6	-	-	-	-

Продолжение таблицы 5.1 – Капитальные вложения при реализации различных инвестиционных проектов

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
12	Резервуар сбора осадка от центрифуги	9	1	9	1	9	-	-	1	9
13	Горизонтальный отстойник с тонкослойными модулями	70	1	70	1	70	-	-	1	70
14	Фильтр катионитовый	428	-	-	-	-	2	856	-	-
15	Фильтр анионитовый	428	-	-	-	-	2	856	-	-
16	Насос ВК 2/26	9,2	10	92	10	82,8	11	46	10	92
17	Установка приготовления реагента	3,6	-	-	-	-	-	-	1	3,6

Продолжение таблицы 5.1 – Капитальные вложения при реализации различных инвестиционных проектов

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
18	Насос-дозатор кислоты НД 400/16	24	1	24	1	24	1	24		
19	Насос-дозатор щелочи НД 400/16	24	1	24	-	-	1	24		
20	Растворный бак кислоты	6,2	1	6,2	1	6,2	1	6,2	-	-
21	Бак дозатор кислоты	2,3	1	2,3	1	2,3	1	2,3	-	-
22	Растворный бак щелочи	5,8	1	5,8	-	-	1	5,8	-	-
23	Бак дозатор бак щелочи	5,8	1	5,8	-	-	1	5,8	-	-
Всего капитальных вложений, т. руб.				1619,08		2382,38		2413,78		1400,98

5.1. Расчет годовых эксплуатационных затрат

Годовые эксплуатационные затраты, связанные с функционированием системы очистки нефтесодержащих сточных вод, представляют собой текущие издержки предприятия и слагаются по отдельным элементам годовых затрат.

Определяются по формуле

$$\Theta = Z_p + Z_{з/пл} + Z_{эл} + Z_a + Z_{тр} + Z_{пр}, \quad (5.1)$$

где $Z_{з/пл}$ – заработная плата обслуживающего персонала с отчислениями на социальное страхование, *тыс. руб.*;

Z_p – стоимость реагентов и других строительных материалов, *тыс. руб.*;

$Z_{эл}$ – стоимость электроэнергии, *тыс. руб.*;

$Z_{тр}$ – затраты на текущий ремонт, *тыс. руб.*;

$Z_{пр}$ – прочие затраты, *тыс. руб.*;

$Z_{ам}$ – амортизационные отчисления, *тыс. руб.*

Расходы на заработную плату обслуживающего персонала определяются умножением численности обслуживающего персонала на показатель среднегодовой заработной платы, рассчитанной на одного работающего соответствующей категории с учетом районного коэффициента.

Среднегодовая заработная плата обслуживающего персонала принимается по данным заказчика (12000 *руб./мес.*).

Доплаты за работу в ночное время, праздничные и выходные дни, премиальные вознаграждения принимаются в размере 35 % от заработной платы.

Налоговые отчисления в государственные внебюджетные фонды от фонда заработной платы составляют 36,5 %.

При численности обслуживающего персонала очистных сооружений на производстве с гальванокоагуляционной и электрокоагуляционной обработкой 4

человека, с ионообменным методом 6 человек и с применением реагентной обработки – 7 человек, годовой фонд оплаты труда с учетом всех социальных отчислений составит

$$Z_{z/n} = 12 \cdot Z_{\text{мин}}^{\text{мес}} \cdot K_c \cdot K_p \cdot Ч \quad (5.2)$$

где 12 – количество месяцев в году, *мес.*;

$Z_{\text{мин}}^{\text{мес}}$ – минимальный месячный размер заработной платы, устанавливаемый в Российской Федерации соответствующими решениями, *тыс.руб.*;

K_c – коэффициент, учитывающий отчисления от суммы заработной платы единого социального налога в государственные внебюджетные фонды, $K_c = 1,13$;

K_p – районный коэффициент

$Ч$ – численность обслуживающего персонала системы канализации.

$$Z_{1z/n} = 12 \cdot Z_{\text{мин}}^{\text{мес}} \cdot K_c \cdot K_p \cdot Ч = 12 \cdot 12 \cdot 1,13 \cdot 1,6 \cdot 4 = 1041,41 \text{ т.руб/год},$$

$$Z_{2z/n} = 12 \cdot Z_{\text{мин}}^{\text{мес}} \cdot K_c \cdot K_p \cdot Ч = 12 \cdot 12 \cdot 1,13 \cdot 1,6 \cdot 4 = 1041,41 \text{ т.руб/год},$$

$$Z_{3z/n} = 12 \cdot Z_{\text{мин}}^{\text{мес}} \cdot K_c \cdot K_p \cdot Ч = 12 \cdot 12 \cdot 1,13 \cdot 1,6 \cdot 6 = 1562,112 \text{ т.руб/год},$$

$$Z_{4z/n} = 12 \cdot Z_{\text{мин}}^{\text{мес}} \cdot K_c \cdot K_p \cdot Ч = 12 \cdot 12 \cdot 1,13 \cdot 1,6 \cdot 7 = 1822,464 \text{ т.руб/год}.$$

Общая потребляемая мощность оборудования представлена в таблице 5.2.

Таблица 5.2 – Потребляемая мощность оборудования очистных сооружений

№	Наименование оборудования	Мощность <i>КВт</i>	Вариант 1 Гальванокоагуляция		Вариант 2 Электрокоагуляция		Вариант 3 Ионообменный метод		Вариант 4 Реагентный метод	
			Кол- во	Общая потребля- емая мощность	Кол-во	Общая потребля- емая мощность	Кол-во	Общая потребля- емая мощность	Кол- во	Общая потребля- емая мощность
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	Воздуходувки ВК-1,5	8,3	2	16,6	1	8,3	1	8,3	1	8,3
2	Центрифуга	5,5	1	5,5	1	5,5	-	-	1	5,5
3	Насос ВК 2/26	2,5	10	25	10	22,5	11	27,5	10	25
4	Электролизер со стальными электродами	4,5	-	-	3	13,5	-	-	-	-
5	Насос-дозатор кислоты НД 400/16	1,6	1	1,6	1	1,6	1	1,6	-	-
6	Насос-дозатор щелочи НД 400/16	1,6	1	1,6	-	-	1	1,6	-	-
№₀				50,3		53,9		39		38,8

Установленная мощность определяется по формуле

$$N = \frac{P \cdot K_0 \cdot N}{\cos \phi} \quad (5.3)$$

где P – коэффициент, учитывающий трансформаторный резерв, $P = 1,5$;

K_0 – коэффициент, учитывающий электросветильную нагрузку, $K_0 = 1,05$;

N – мощность всех рабочих электроприемников;

$\cos \phi$ – коэффициент мощности электродвигателя, $\cos \phi = 0,9$.

$$N_1 = \frac{P \cdot K_0 \cdot N}{\cos \phi} = \frac{1,5 \cdot 1,05 \cdot 50,3}{0,9} = 88,025 \text{ кВт},$$

$$N_2 = \frac{P \cdot K_0 \cdot N}{\cos \phi} = \frac{1,5 \cdot 1,05 \cdot 53,9}{0,9} = 94,325 \text{ кВт},$$

$$N_3 = \frac{P \cdot K_0 \cdot N}{\cos \phi} = \frac{1,5 \cdot 1,05 \cdot 39}{0,9} = 68,25 \text{ кВт},$$

$$N_4 = \frac{P \cdot K_0 \cdot N}{\cos \phi} = \frac{1,5 \cdot 1,05 \cdot 38,8}{0,9} = 67,9 \text{ кВт}.$$

Так как установленная мощность получается менее 750 кВт , то расчет ведем по одноставочному тарифу.

Годовой расход потребляемой электроэнергии определяется по формуле

$$\Sigma W = N \cdot 260 \cdot 16 \text{ кВт/год}, \quad (5.4)$$

где T – количество часов работы оборудования в год, $T = 4160 \text{ ч}$;

N – установленная мощность всех рабочих электроприемников.

$$\Sigma W_1 = N \cdot 260 \cdot 16 = 93,275 \cdot 4160 = 366,184 \text{ тыс.кВт/год},$$

$$\Sigma W_2 = N \cdot 260 \cdot 16 = 74,2 \cdot 4160 = 392,392 \text{ тыс.кВт/год},$$

$$\Sigma W_3 = N \cdot 260 \cdot 16 = 68,25 \cdot 4160 = 283,920 \text{ тыс.кВт/год},$$

$$\Sigma W_4 = N \cdot 260 \cdot 16 = 67,9 \cdot 4160 = 282,464 \text{ тыс.кВт/год}.$$

Затраты без учета НДС на электроэнергию в год

$$Z_{эл/эн}^n = \Sigma W \cdot T_n \tag{5.5}$$

где T_1 – тариф на электроэнергию одноставочный, $T_1 = 1,8486$.

$$Z_{эл/эн}^1 = \Sigma W \cdot T_1 = 1,8486 \cdot 336,184 = 676,928 \text{ тыс.руб/год},$$

$$Z_{эл/эн}^2 = \Sigma W \cdot T_2 = 1,8486 \cdot 392,392 = 725,376 \text{ тыс.руб/год},$$

$$Z_{эл/эн}^3 = \Sigma W \cdot T_3 = 1,8486 \cdot 283,920 = 524,855 \text{ тыс.руб/год},$$

$$Z_{эл/эн}^4 = \Sigma W \cdot T_4 = 1,8486 \cdot 282,464 = 522,163 \text{ тыс.руб/год}.$$

Затраты с учетом НДС

$$Z_{эл/эн}^n = \Sigma W \cdot T_n \cdot 1,2, \tag{5.6}$$

$$Z_{эл/эн}^1 = \Sigma W \cdot T_n \cdot 1,2 = 679,928 \cdot 1,2 = 812,313 \text{ тыс.руб/год},$$

$$З^2_{эл/эн} = \sum W \cdot T_n \cdot 1,2 = 725,376 \cdot 1,2 = 870,451 \text{ тыс.руб/год},$$

$$З^3_{эл/эн} = \sum W \cdot T_n \cdot 1,2 = 524,855 \cdot 1,2 = 629,825 \text{ тыс.руб/год},$$

$$З^4_{эл/эн} = \sum W \cdot T_n \cdot 1,2 = 522,163 \cdot 1,2 = 626,596 \text{ тыс.руб/год}.$$

Затраты на текущий ремонт принимаются в размере 1 % от сметной стоимости сооружений.

$$З_{м.р.} = 0,01 \cdot KB, \tag{5.7}$$

где KB – капитальные вложения, руб.

$$З_{м.р.1} = 0,01 \cdot KB = 0,01 \cdot 1619,08 = 16,191 \text{ тыс.руб/год},$$

$$З_{м.р.2} = 0,01 \cdot KB = 0,01 \cdot 2382,38 = 23,824 \text{ тыс.руб/год},$$

$$З_{м.р.3} = 0,01 \cdot KB = 0,01 \cdot 2413,78 = 24,138 \text{ тыс.руб/год},$$

$$З_{м.р.4} = 0,01 \cdot KB = 0,01 \cdot 1400,98 = 14,01 \text{ тыс.руб/год}.$$

Затраты на амортизацию принимаются в размере 10 % от сметной стоимости сооружений.

$$З_{ам} = 0,1 \cdot KB \tag{5.8}$$

где KB – капитальные вложения, руб.

$$Z_{ам1} = 0,1 \cdot KB = 0,1 \cdot 1619,08 = 161,908 \text{ тыс.руб/год},$$

$$Z_{ам2} = 0,1 \cdot KB = 0,1 \cdot 2382,38 = 238,238 \text{ тыс.руб/год},$$

$$Z_{ам3} = 0,1 \cdot KB = 0,1 \cdot 2413,78 = 241,378 \text{ тыс.руб/год},$$

$$Z_{ам4} = 0,1 \cdot KB = 0,1 \cdot 1400,98 = 140,098 \text{ тыс.руб/год}.$$

Прочие затраты принимаются в размере 20 % от суммы амортизационных отчислений и заработной платы обслуживающего персонала.

$$Z_{np} = 0,2 \cdot (Z_{з/пл} + Z_{ам}) \quad (5.9)$$

$$Z_{np1} = 0,2 \cdot (Z_{з/пл} + Z_{ам}) = 0,2 \cdot (1041,41 + 161,908) = 240,66 \text{ тыс.руб/год},$$

$$Z_{np2} = 0,2 \cdot (Z_{з/пл} + Z_{ам}) = 0,2 \cdot (1041,41 + 238,238) = 255,93 \text{ тыс.руб/год},$$

$$Z_{np3} = 0,2 \cdot (Z_{з/пл} + Z_{ам}) = 0,2 \cdot (1562,112 + 241,378) = 360,698 \text{ тыс.руб/год},$$

$$Z_{np4} = 0,2 \cdot (Z_{з/пл} + Z_{ам}) = 0,2 \cdot (1822,5 + 140,098) = 392,51 \text{ тыс.руб/год}.$$

Далее учитываются затраты на химические реагенты, используемые при эксплуатации сооружений для очистки сточных вод от тяжелых металлов. Расчет годовой потребности материала и реагентов определяется в технологической части проекта.

Годовая потребность в реагентах определяется по формуле

$$Z = \frac{Q \cdot D_p \cdot T}{10^6}, \quad (5.10)$$

где D_p – расчетная доза реагента, $г/м^3$.

Затраты на материалы определяются по формуле

$$C = 3 \cdot C_p \quad (5.11)$$

где C_p – стоимость 1 тонны реагента, *тыс.руб т.*

Результаты расчетов представлены в таблицах 5.3 – 5.6.

Таблица 5.3 – Затраты на реагенты схемы 1

Наименование	Количество <i>т/год</i>	Стоимость <i>т.руб./т(м³)</i>	Общие затраты <i>т. руб/год</i>
Железная стружка	7,56	2	15,12
Серная кислота	4,927	6,3	31,04
Итого			46,16
Итого с учетом НДС			55,4

Таблица 5.4 – Затраты на реагенты схемы 2

Наименование	Количество <i>т/год</i>	Стоимость <i>т.руб./т(м³)</i>	Общие затраты <i>т. руб/год</i>
Железные пластины	9,645	15	144,7
Серная кислота	4,827	6,3	30,4
Итого			175,1
Итого с учетом НДС			210,1

Таблица 5.5 – Затраты на реагенты схемы 3

Наименование	Количество <i>т/год</i>	Стоимость <i>т.руб./т(м³)</i>	Общие затраты <i>т. руб/год</i>
Гидроксид натрия	1,54	63,63	97,99
Соляная кислота	3,7	1,2	4,44
Загрузка ионообменных фильтров	26,13	35	914,55
Итого			1016,94
Итого с учетом НДС			1220,33

Таблица 5.6 – Затраты на реагенты схемы 4

Наименование	Количество <i>т/год</i>	Стоимость <i>т.руб./т(м³)</i>	Общие затраты <i>т. руб/год</i>
Гидроксид кальция	0,247	2,2	0,54
ПАА	0,008	212,5	1,74
Реагент Amersep MP7	0,0051	600	3,06
Сорбент АС	1,1	30	33,0
Итого			38,34
Итого с учетом НДС			39,55

На основании вышеприведенных расчетов эксплуатационные затраты составляют

$$Z_1 = 1041,41 + 812,313 + 16,191 + 161,908 + 240,81 + 55,4 = 2328,32 \text{ тыс.руб/год},$$

$$Z_2 = 1041,41 + 870,451 + 23,824 + 238,238 + 255,93 + 210,1 = 2639,953 \text{ тыс.руб/год},$$

$$Z_3 = 1562,112 + 629,825 + 24,138 + 241,378 + 360,698 + 1220,33 = 4038,5 \text{ тыс.руб/год},$$

$$Z_4 = 1822,5 + 626,596 + 14,01 + 140,098 + 392,51 + 39,55 = 3035,264 \text{ тыс.руб/год}.$$

5.2. Расчет приведенных затрат

Расчет приведенных затрат определяется по формуле

$$П_i = E \cdot KB + Z_{\text{экспл}} \quad (5.12)$$

где E – абсолютный показатель экономической эффективности капитальных вложений, $E = 0,16$.

$$П_1 = E \cdot KB + Z_{\text{экспл}} = 0,16 \cdot 1619,08 + 2328,32 = 2587,37 \text{ тыс.руб.},$$

$$П_2 = E \cdot KB + Z_{\text{экспл}} = 0,16 \cdot 2382,38 + 2639,95 = 3021,13 \text{ тыс.руб.},$$

$$П_3 = E \cdot KB + Z_{\text{экспл}} = 0,16 \cdot 2413,78 + 4038,5 = 4424,7048 \text{ тыс.руб.},$$

$$П_4 = E \cdot KB + Z_{\text{экспл}} = 0,16 \cdot 1400,98 + 3035,264 = 3259,42 \text{ тыс.руб.}$$

Себестоимость очистки 1 м^3 воды определяется по формуле

$$C_1 = \frac{П}{Q_{\text{год}}} \cdot 1000, \quad (5.13)$$

$$C_1 = \frac{П}{Q_{\text{год}}} \cdot 1000 = \frac{2587,37}{20508,8} \cdot 1000 = 126,16 \text{ руб/м}^3,$$

$$C_2 = \frac{П}{Q_{\text{год}}} \cdot 1000 = \frac{3021,13}{20508,8} \cdot 1000 = 147,31 \text{ руб/м}^3,$$

$$C_3 = \frac{П}{Q_{\text{год}}} \cdot 1000 = \frac{4424,71}{20508,8} \cdot 1000 = 215,75 \text{ руб/м}^3,$$

$$C_4 = \frac{\Pi}{Q_{\text{год}}} \cdot 1000 = \frac{3259,42}{20508,8} \cdot 1000 = 158,93 \text{ руб/м}^3.$$

5.3. Сравнение годовых эксплуатационных затрат

Сравнение вариантов технических решений, отличающихся друг от друга размером инвестиционных вложений и эксплуатационными расходами, производят при расчете модифицированной суммы приведенных строительно-эксплуатационных затрат.

$$Z_n = \sum_{t=0}^T \frac{K_t + Z_t}{(1+E)^t}, \quad (5.14)$$

где Z_t – сумма текущих затрат;

E – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений ($E = 0,14$ – норма дисконта, заемный капитал);

K_t – капитальные вложения;

T – период расчета, $T = 7$ лет.

Показатель эффективности равен

$$K_t = \frac{KB}{T} \quad (5.15)$$

где T – период расчета, равен 7 лет.

$$K_1 = \frac{KB}{T} = \frac{1619,08}{7} = 231,3 \text{ тыс.руб.},$$

$$K_2 = \frac{KB}{T} = \frac{2382,38}{7} = 340,34 \text{ тыс.руб.},$$

$$K_t = \frac{KB}{T} = \frac{2413,78}{7} = 344,83 \text{ тыс.руб.},$$

$$K_t = \frac{KB}{T} = \frac{1400,98}{7} = 200,14 \text{ тыс.руб.}$$

$$\begin{aligned} Z_{\text{II}}^1 &= \frac{231,3 + 0,16 \cdot 1619,08}{(1 + 0,14)^1} + \frac{231,3 + 0,16(1619,08 - 231,3) + 2328,32}{(1 + 0,14)^2} + \\ &+ \frac{231,3 + 0,16(1619,08 - 2 \cdot 231,3) + 2328,32}{(1 + 0,14)^3} + \frac{231,3 + 0,16(1619,08 - 3 \cdot 231,3) + 2328,32}{(1 + 0,14)^4} + \\ &+ \frac{231,3 + 0,16(1619,08 - 4 \cdot 231,3) + 2328,32}{(1 + 0,14)^5} + \frac{231,3 + 0,16(1619,08 - 5 \cdot 231,3) + 2328,32}{(1 + 0,14)^6} + \\ &+ \frac{231,3 + 0,16(1619,08 - 6 \cdot 231,3) + 2328,32}{(1 + 0,14)^7} = 8904,39 \text{ тыс.ру} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} Z_{\text{II}}^2 &= \frac{340,34 + 0,16 \cdot 2382,38}{(1 + 0,14)^1} + \frac{340,34 + 0,16(2382,38 - 340,34) + 2639,95}{(1 + 0,14)^2} + \\ &+ \frac{340,34 + 0,16(2382,38 - 2 \cdot 340,34) + 2639,95}{(1 + 0,14)^3} + \frac{340,34 + 0,16(2382,38 - 3 \cdot 340,34) + 2639,95}{(1 + 0,14)^4} + \\ &+ \frac{340,34 + 0,16(2382,38 - 4 \cdot 340,34) + 2639,95}{(1 + 0,14)^5} + \frac{340,34 + 0,16 \cdot (2382,38 - 5 \cdot 340,34) + 2639,95}{(1 + 0,14)^6} + \\ &+ \frac{340,34 + 0,16(2382,38 - 6 \cdot 340,34) + 2639,95}{(1 + 0,14)^7} = 9467,39 \text{ тыс.ру} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} Z_{\text{II}}^3 &= \frac{344,83 + 0,16 \cdot 2413,78}{(1 + 0,14)^1} + \frac{344,83 + 0,16(2413,78 - 344,83) + 4038,5}{(1 + 0,14)^2} + \\ &+ \frac{344,83 + 0,16(2413,78 - 2 \cdot 344,83) + 4038,5}{(1 + 0,14)^3} + \frac{344,83 + 0,16(2413,78 - 3 \cdot 344,83) + 4038,5}{(1 + 0,14)^4} + \\ &+ \frac{344,83 + 0,16(2413,78 - 4 \cdot 344,83) + 4038,5}{(1 + 0,14)^5} + \frac{344,83 + 0,16(2413,78 - 5 \cdot 344,83) + 4038,5}{(1 + 0,14)^6} + \\ &+ \frac{344,83 + 0,16(2413,78 - 6 \cdot 344,83) + 4038,5}{(1 + 0,14)^7} = 18025,44 \text{ тыс.ру} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
Z_{\text{п}}^4 = & \frac{200,14 + 0,16 \cdot 1400,98}{(1 + 0,14)^1} + \frac{200,14 + 0,16(1400,98 - 200,14) + 3035,264}{(1 + 0,14)^2} + \\
& + \frac{200,14 + 0,16(1400,98 - 2 \cdot 200,14) + 3035,264}{(1 + 0,14)^3} + \frac{200,14 + 0,16(1400,98 - 3 \cdot 200,14) + 3035,264}{(1 + 0,14)^4} + \\
& + \frac{200,14 + 0,16(1400,98 - 4 \cdot 200,14) + 3035,264}{(1 + 0,14)^5} + \frac{200,14 + 0,16(1400,98 - 5 \cdot 200,14) + 3035,264}{(1 + 0,14)^6} + \\
& + \frac{200,14 + 0,16(1400,98 - 6 \cdot 200,14) + 3035,264}{(1 + 0,14)^7} = 13118,37 \text{ тыс. ру}
\end{aligned}$$

Полученные результаты расчетов сводим в таблицу 5.7

Таблица 5.7 – Сводная таблица технико-экономических показателей сравниваемых вариантов

№	Наименование показателей	Единицы измерения	Инвестиционные проекты			
			Гальванокоагуляция	Электрокоагуляция	Ионообменный метод	Реагентный метод
1	2	3	4	5	6	7
1	Капитальные вложения	<i>т. руб.</i>	1619,1	2382,4	2413,8	1400,9
2	Общая потребляемая мощность	<i>кВт</i>	50,3	53,9	39	38,8
3	Эксплуатационные затраты	<i>т. руб/год</i>	2328,32	2639,95	4038,5	3035,26
4	Приведенные затраты	<i>т. руб.</i>	2587,37	3021,13	4424,7	3259,42
5	Себестоимость очистки	<i>руб./м³</i>	126,16	147,31	215,75	158,93
6	Модифицированные приведенные затраты	<i>т.руб.</i>	8904,39	9467,39	18025,44	13118,37

5.4. Технико-экономический анализ сравниваемых вариантов очистки металлосодержащих сточных вод

В таблице 5.7 приведены технико-экономические показатели сравниваемых вариантов очистки металлосодержащих сточных вод. Из таблицы видно, что наиболее рациональным вариантом является технологическая схема реагентной очистки металлосодержащих сточных вод.

По таблице технико-экономических показателей сравниваемых вариантов были построены сравнительные гистограммы, показанные на рисунках 5.1 – 5.6.

Капитальные вложения

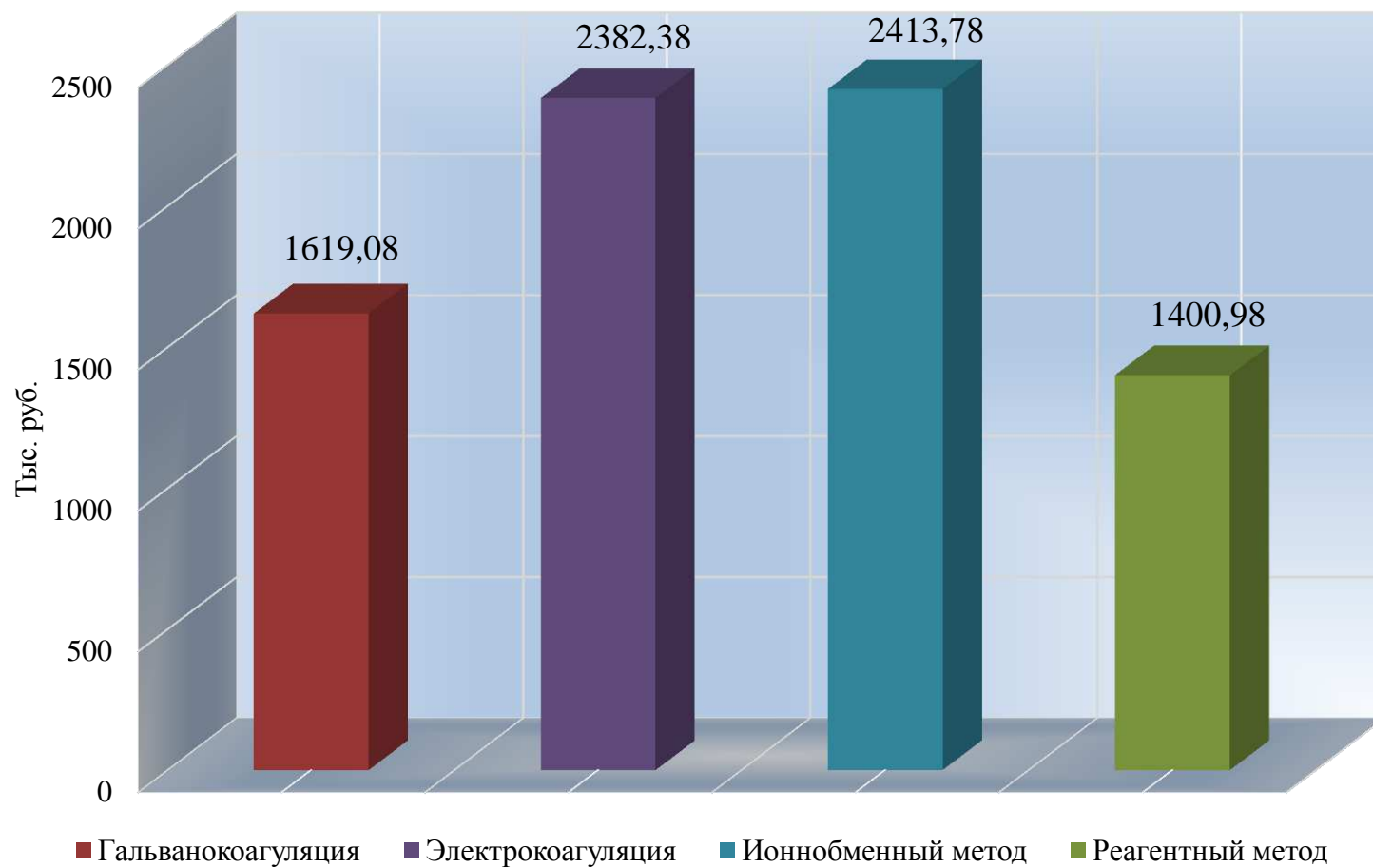


Рисунок 5.1 – Сравнительная гистограмма капитальных вложений схем очистки металлосодержащих сточных вод

Общая потребляемая мощность

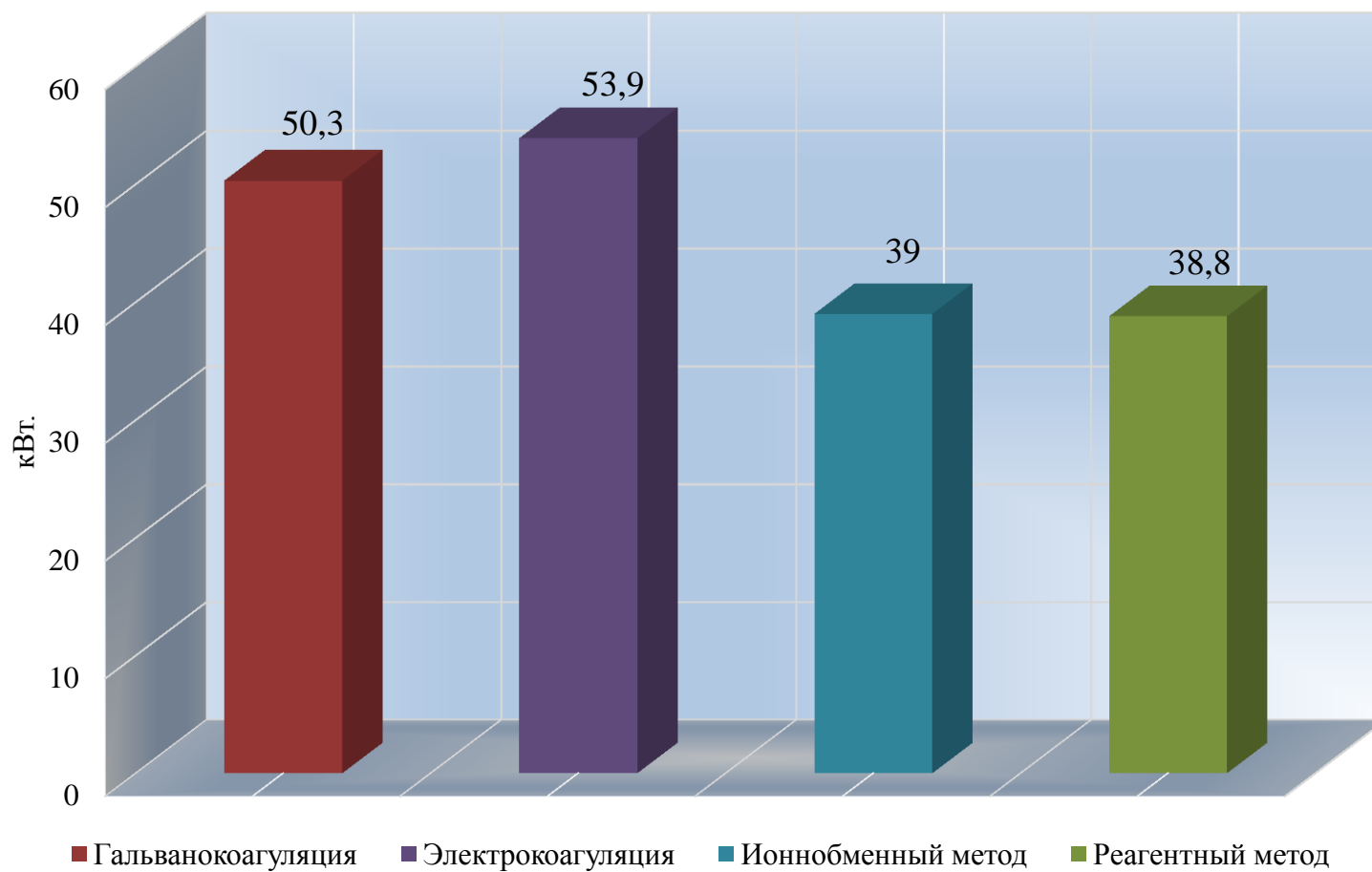


Рисунок 5.2 – Сравнительная гистограмма общей потребляемой мощности схем очистки металлосодержащих сточных вод



Рисунок 5.3 – Сравнительная гистограмма эксплуатационных затрат схем очистки металлосодержащих сточных вод

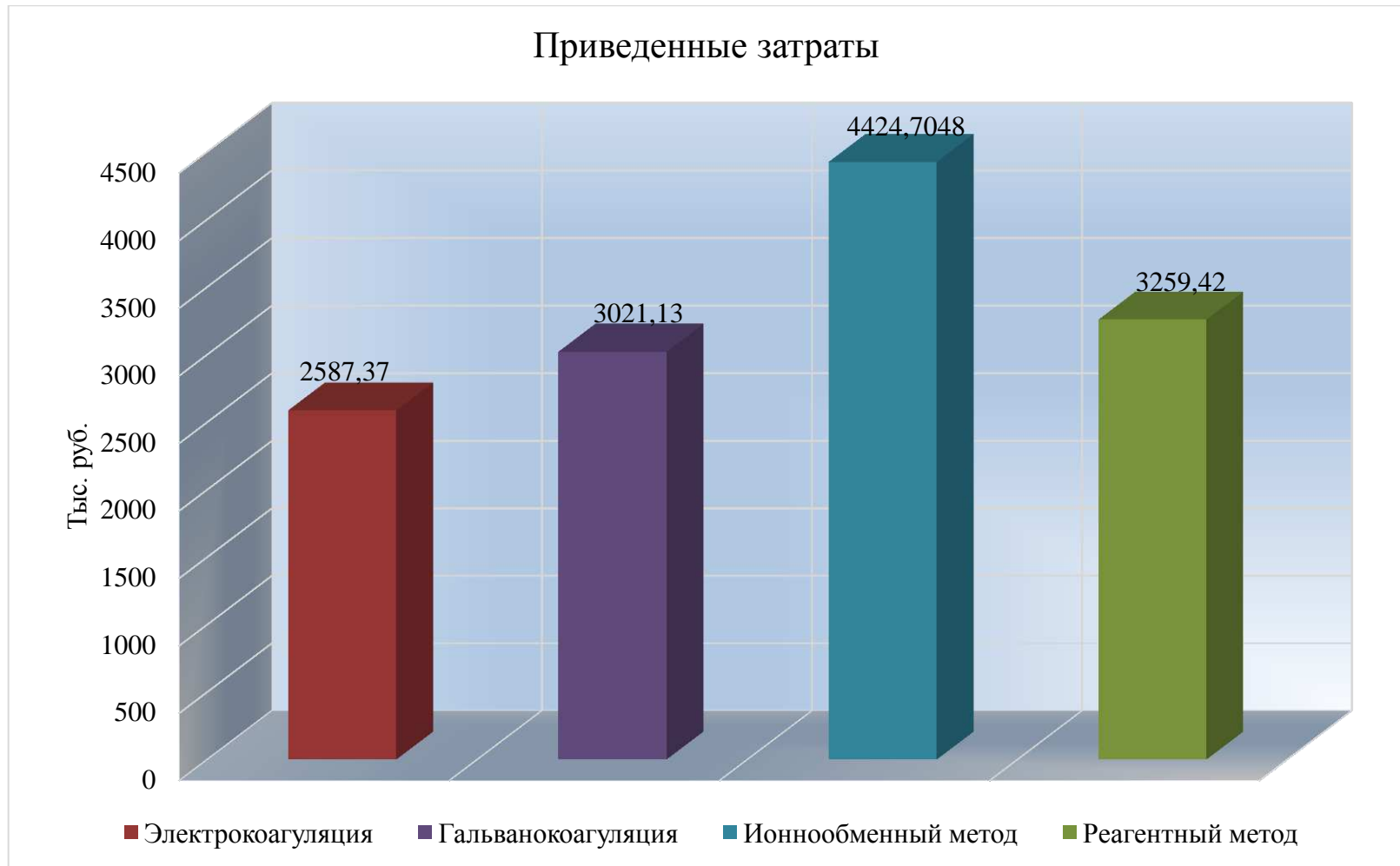


Рисунок 5.4 – Сравнительная гистограмма приведенных затрат схем очистки металлосодержащих сточных вод

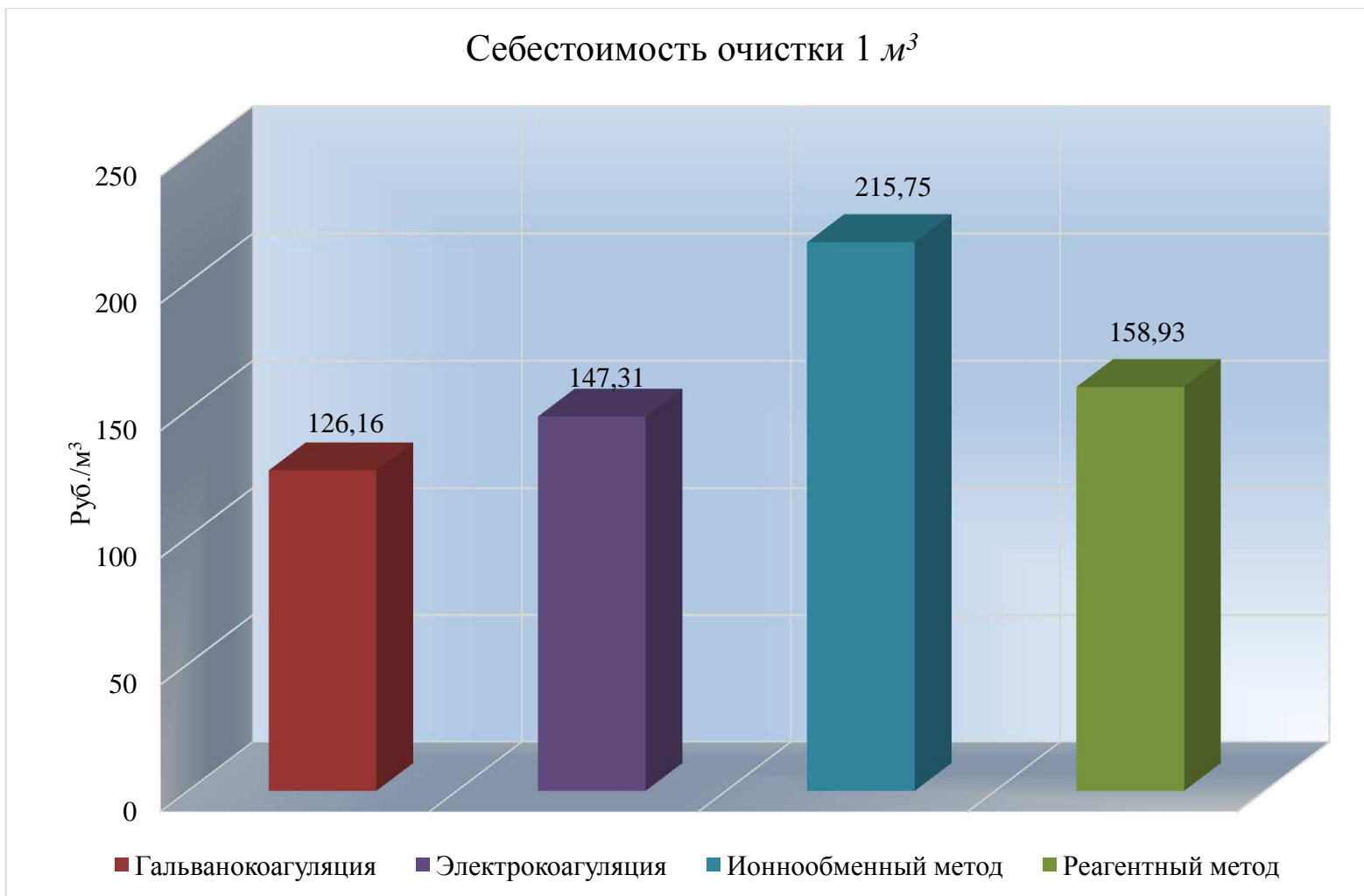


Рисунок 5.5 – Сравнительная гистограмма себестоимости очистки 1 м³ воды схем очистки металлосодержащих сточных вод

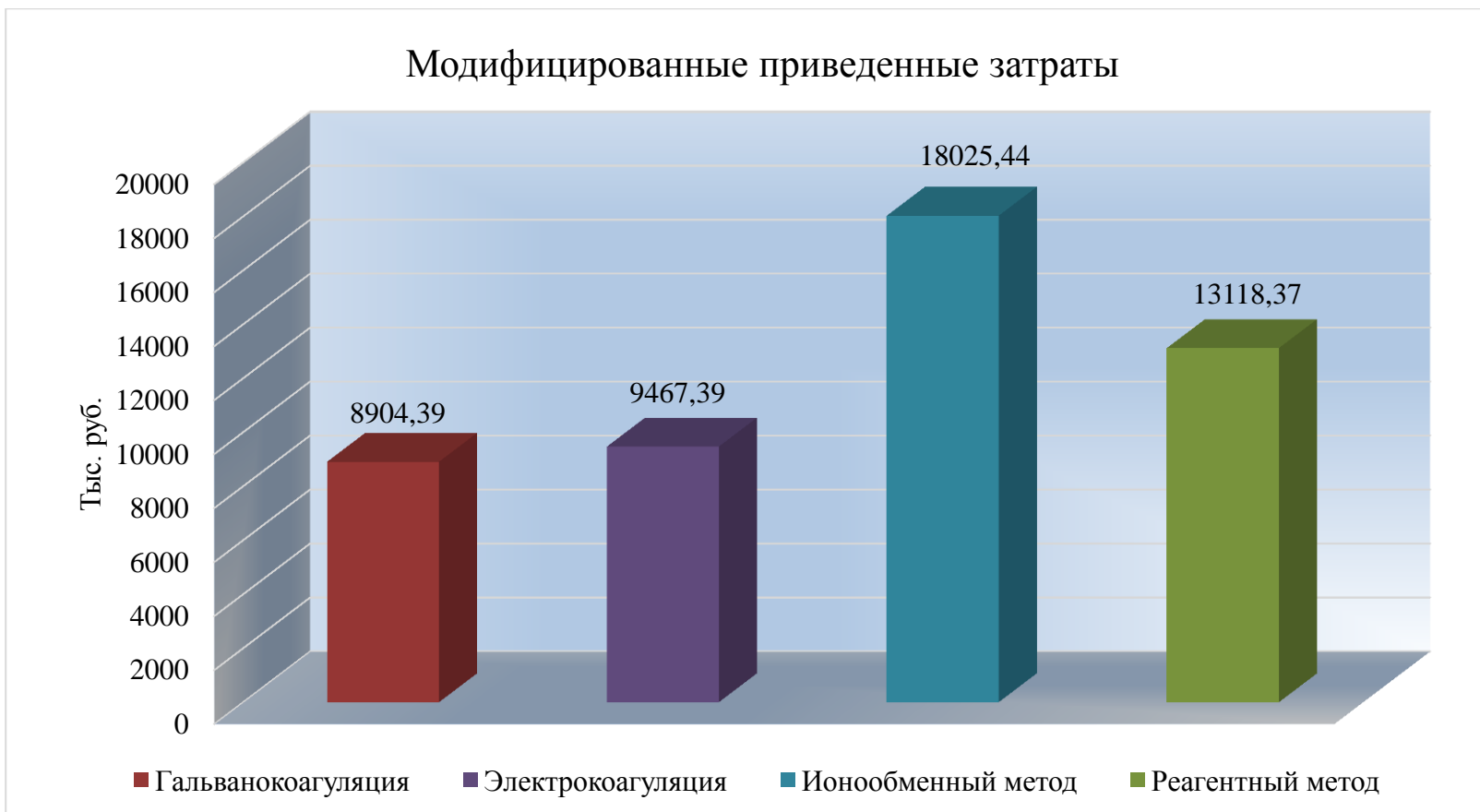


Рисунок 5.6 – Сравнительная гистограмма модифицированных приведенных затрат схем очистки медьсодержащих сточных вод

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате проведенных исследований с применением современного реагента-осадителя Amersep MP7 обезвреживание стоков, содержащих ионы тяжелых металлов можно сделать следующие выводы:

1. Анализ литературных источников и патентной документации показал, что наиболее часто используется реагентный метод.
2. Обоснованы и экспериментально определены оптимальные условия проведения реагентного обезвреживания;
3. Планирование эксперимента позволило получить математическое описание объема исследования;
4. Изучен состав и структура полученного осадка, после реагентного обезвреживания, для разработки схемы утилизации данного осадка;
5. Разработана современная схема по обезвреживанию сточных вод с применением нового реагента;
6. Проведен технико-экономический расчет.

СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Филиппева М.Н. Глубокая очистка хромсодержащих сточных вод гальванического производства / М.Н. Филиппев, Д.А. Плотников // Экология и промышленность России- Россия, май 2005.
2. Свергузова С.В. Очистка хромсодержащих сточных вод с помощью модифицированной пыли сталеплавительных печей / С.В. Свергузова, Л.А. Порожнюк// Экология и промышленность России- Россия, сентябрь 1999.
3. Димчев Д. Оптимизация реагентного способа очистки хромсодержащих сточных вод / Д. Димчев, С. Мерлинский, Е.И. Боторова // Гидротехника и мелиорация- Россия, 1980. № 6.
4. Нагаев В.В. Исследование процесса очистки хромсодержащих сточных вод биосорбиционным способом / В.В. Нагаева, М.В. Шулаев, А.С. Сироткин // Химическая промышленность- Россия, 1998. № 7.
5. Е.Г. Филатова Электрокоагуляционное извлечение ионов цинка из промываемых стоков гальванического производства.
6. Пат. 2151130 РФ, 7 С04В38/00, С04В28/34. Масса для образования керамического фильтра – мембраны / С.С. Попова, Л.Н. Ольшанская, Д.А. Данилов, Л.В. Шаталова – № 98113334/03; заявл. 14,07.98; опубл. 20.06.00.
7. В.Д. Назаров Очистка производственных сточных вод электрохимическим методом - Россия, 2010.
8. О.В. Чернышова Электрохимическая извлечение никеля из сточных вод и технологических растворов с применением объемных электродов при контролируемом потенциале.

9. Дегтев М.И. Очистка сточных вод гальванического производства от ионов тяжелых металлов с применением высокоэффективных собирателей: учебник / М.И. Дегтев, Г.И. Зубарева.- Пермь: ЛГУ, 2003.
10. В.И. Ильин Новые технические решения электрохимической очистки сточных вод от соединений цветных металлов - Россия, 1998.
11. В.И. Ильин Повышение эффективности очистки сточных вод от анионов и ионов цветных металлов - Россия, 2005.
12. Химия и технология воды- Россия, 2003.- т 25, №5
13. А.К. Стрелков Оценка эффективности применения полуволоконных мембран при очистке промывных вод /А.В. Баранов, О.В. Цабилев, И.А. Ефанов// - Россия, 2016.
14. Химия и технология воды- Россия, 2003.- т 25, №5
15. Химия и технология воды- Россия, 2003.- т 25, №5
16. Р.Е. Клищенко Извлечение цинка из водных растворов поляризованными в электрическом поле катионообменными волокнами - Россия, 2006.
17. Зоболоцкий В.И., Никоненко В.В. Перенос ионов в мембранах. – М.: Наука, 1996.-392 с.
18. В.И. Ильин Разработка системы локализации высокоопасных жидких отходов гальванического производства - Россия, 2013.
19. Воропанова Л.А. Извлечение ионов тяжелых цветных металлов из промышленных сточных вод бентонитовой глиной / Л.А. Воропанова, С.Г. Рубановская // Экология и промышленность России- Россия, январь 1999.
20. Смирнов А.Д. Сорбционная очистка воды: учебник / А.Д. Смирнов.- М.: Металлургия, 1982.

21. Ю.И. Тарасевич Сорбция ионов тяжелых металлов из водных растворов на гидроксалопатите - Россия, 2002.
22. М.М Соколова Сорбционная очистка воды от примесей $\text{Fe}(\text{CN})_6^{3-}$ и оценка ее качества биотестированием / О.В. Нагорный, В.В. Вольхин, Л.В. Аникина// Химия и технология воды - г. Пермь, 2013.
23. В.М. Мисин Извлечение тяжелых металлов из городских поверхностных стоков с использованием волокнистых хемосорбционных материалов - Россия, 2013.
24. Г.Н. Никовская Очистка водных растворов от тяжелых металлов гидрогелями / Н.В. Годинчук, Ю.М. Самченко// Химия и технология воды - г. Киев, 2011.
25. Vaaramaa K. Removal of metals and anions from drinking water by ion exchange Vaaramaa K.; Lehto J. Desalination. 2003, V. 155, P. 157-170, World Health Organization, «ACTION IS NEEDED IN CHEMICALS OF MAJOR PUBLIC HEALTH CONCERN» 2010/H/ 1-5
26. Д.В. Байгозин Изучение сорбции тяжелых металлов в присутствии конкурирующих монов на трех ионообменных смолах и волокнистом ионообменном материале в модельных условиях - Россия, 2015
27. М.А. Синякова сорбция ионов ртути(II) на неорганическом ионите «Полисурьмин»] - Россия, 2014.
28. Л.А. Бабкова Динамика сорбции ионов меди (II) и кобальта (II) макросетчатым карбоксильным катионитом КБ-2Э-10 / В.В. Жаркова, В.В. Козик // Известия Томского политехнического университета, 2014. Т. 324. № 3
29. СНиП 2.04.03-85. Канализация “Наружные сети и сооружения”.- Москва: Стройиздат, 1985.

30. Халдеев Г.В. Очистка и переработка сточных вод гальванического производства. Пермь, 2005

31. Г.В. Костюкевич Технология очистки промывных стоков гальванического производства /И.И. Бразовский, Т.И. Евсеенко// Экология и промышленность России, январь, 2011.

32. Б. С. Ксенофонтов Интенсификация флотационного извлечения ионов металлов из сточных вод // Экология промышленного производства. - 2012. - № 2.

33. Ксенофонтов Б.С. Проблемы очистки сточных вод промышленных предприятий. Приложение к журналу «Безопасность жизнедеятельности». 2011. №3

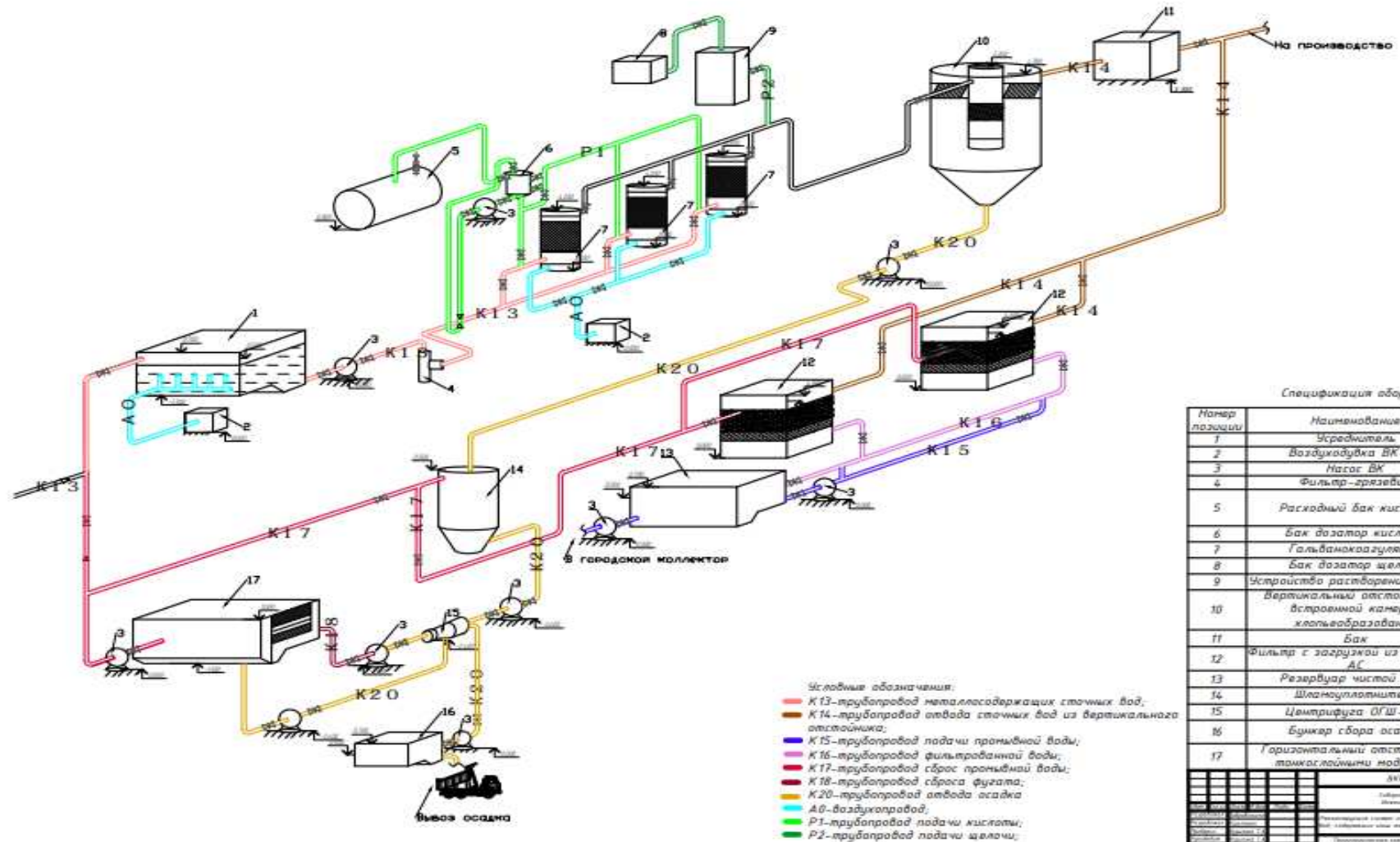
34. Б.С. Ксенофонтов Интенсификация флотационной очистки сточных вод от ионов металла и взвешенных частиц // Экология промышленного производства. - 2012. - № 2.

35. Свергузова С.В. Очистка хромсодержащих сточных вод с помощью модифицированной пыли сталеплавительных печей / С.В. Свергузова, Л.А. Порожнюк// Экология и промышленность России- Россия, сентябрь 1999.

36. Цао Чжун Хуа Очистка сточных вод заводов от соединений хрома / Цао Чжун Хуа // Экология и промышленность России- Россия, март 1999.

37. Очистка хромсодержащих стоков гальванических производств за рубежом // ИНФОРМЭЛЕКТРО- Москва, 1983. № 3

Технологическая схема очистки металлосодержащих сточных вод с использованием гальванокоагуляции



Спецификация оборудования

Номер позиции	Наименование	Количества
1	Усреднитель	1
2	Воздуходувка ВК-1,5	2
3	Нагас ВК	10
4	Фильтр-пресс	1
5	Раскладный бак кислоты	1
6	Бак дозатор кислоты	1
7	Гальванокоагулятор	3
8	Бак дозатор щелочи	1
9	Устройство растворения щелочи	1
10	Вертикальный отстойник со встроенной камерой хлопьеобразования	1
11	Бак	1
12	Фильтр с загрузкой из сарбента АС	2
13	Резервуар чистой воды	1
14	Шламуплотнитель	1
15	Центрифуга ОШ-350	1
16	Бункер сбора осадка	1
17	Горизонтальный отстойник с танкообразными модулями	1

АКР-28.03.01.2019

Спецификация оборудования

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

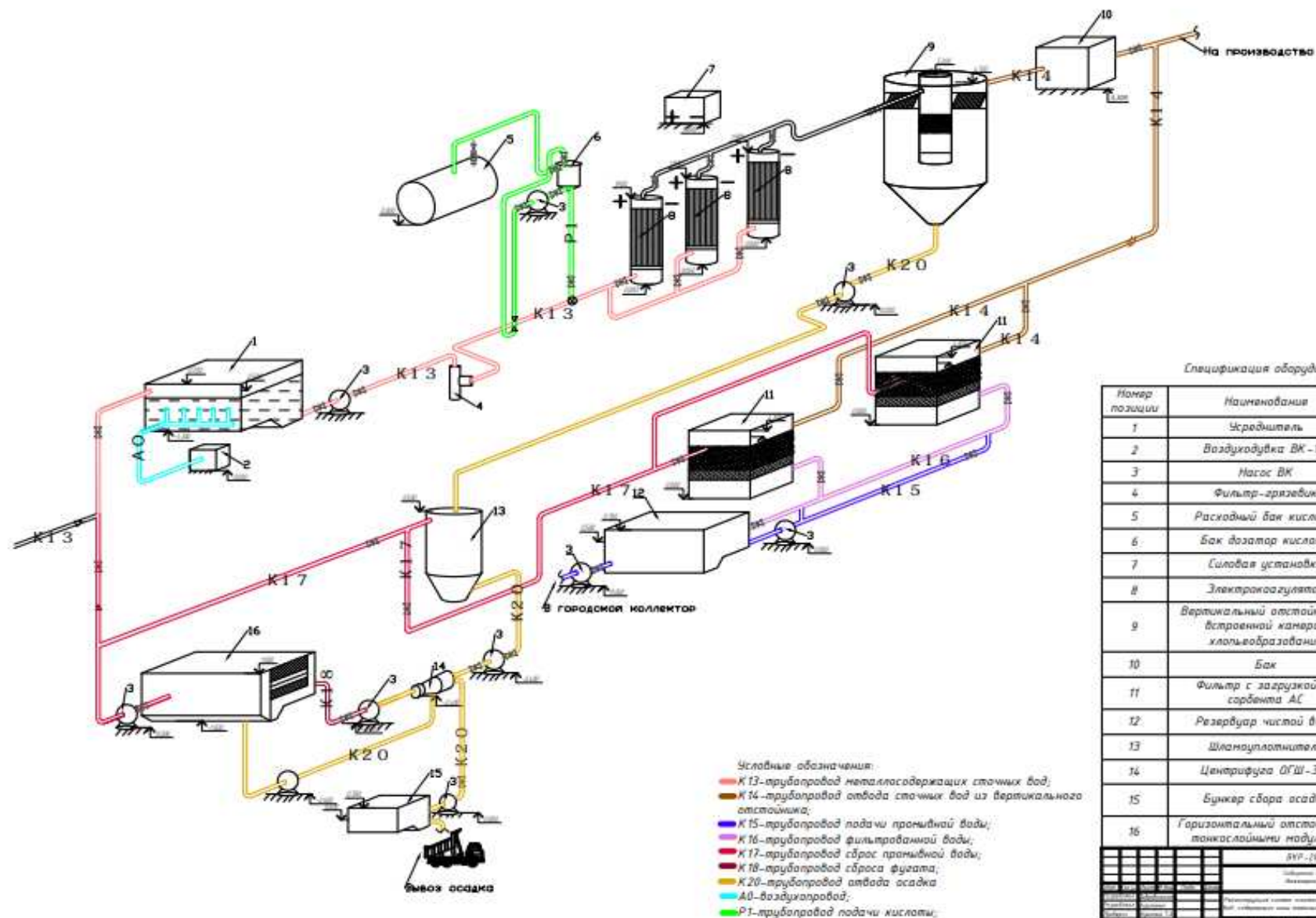
Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

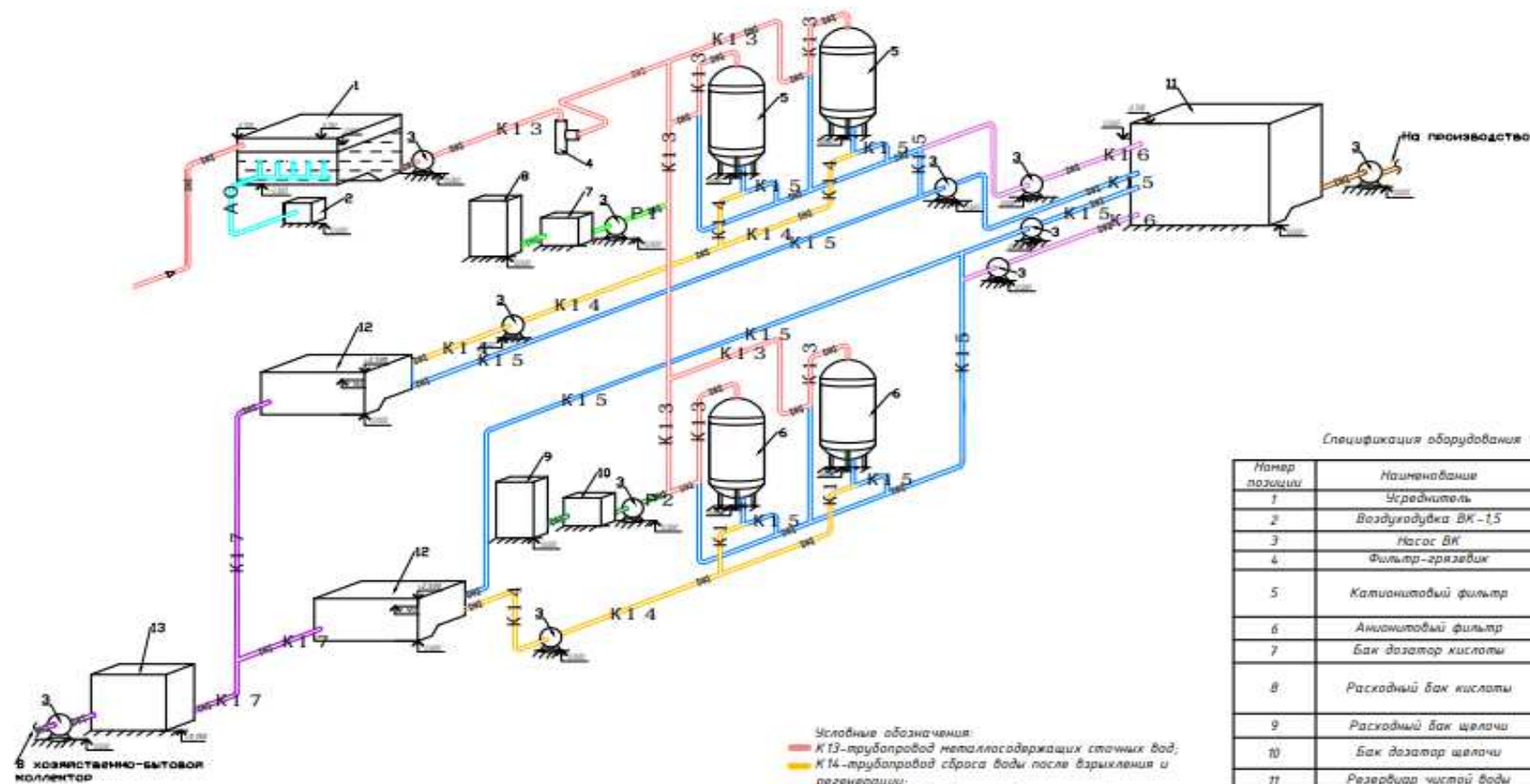
Исполнитель: ООО «Водоканал»

Исполнитель: ООО «Водоканал»

Технологическая схема очистки металлосодержащих сточных вод с использованием электрокоагуляции



Технологическая схема очистки металлосодержащих сточных вод с использованием ионного обмена



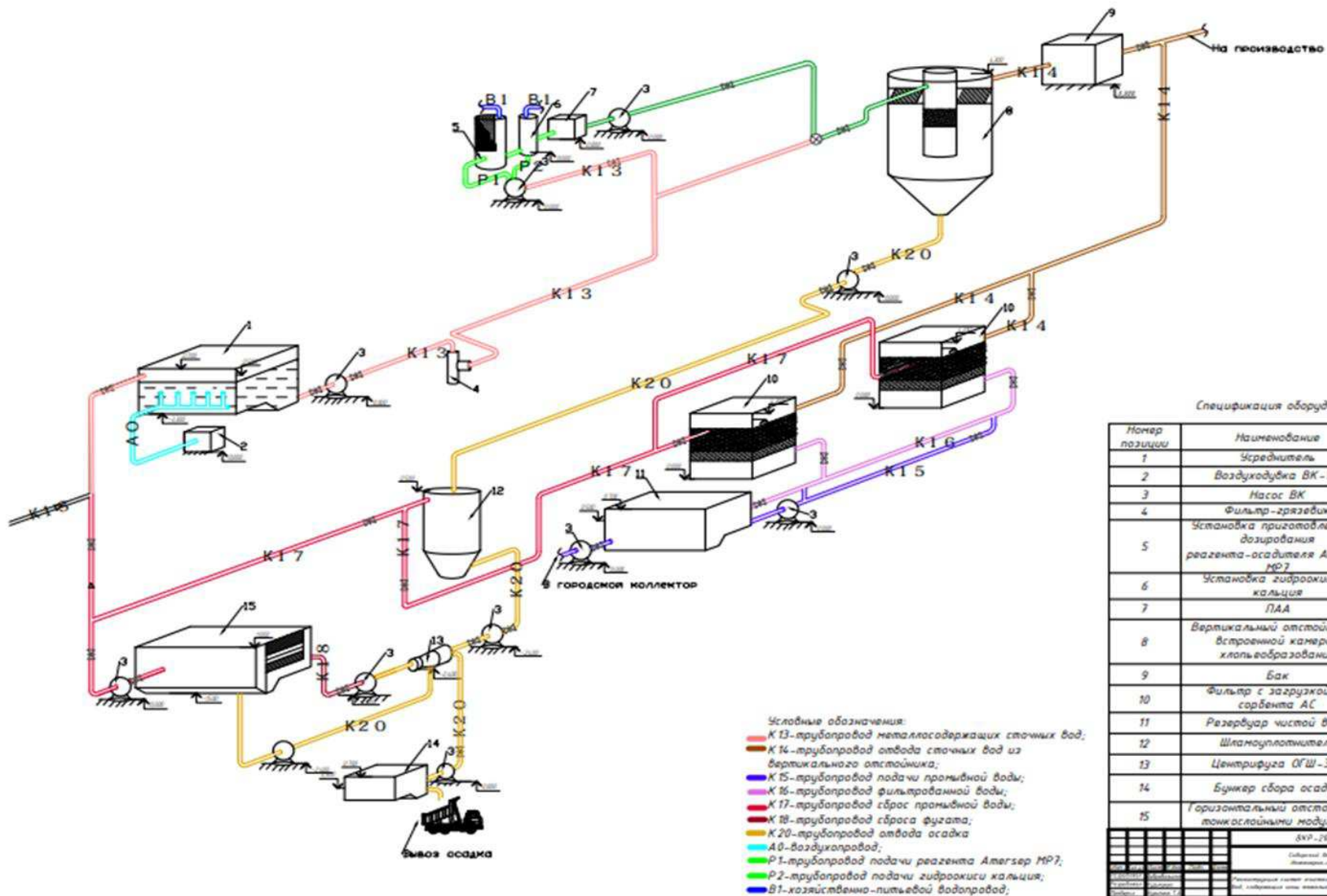
Спецификация оборудования

Номер позиции	Наименование	Количество
1	Угредитель	1
2	Воздуходувка ВК-15	1
3	Насос ВК	11
4	Фильтр-грязевик	1
5	Катионитовый фильтр	2
6	Анионитовый фильтр	2
7	Бак дозатор кислоты	1
8	Расходный бак кислоты	1
9	Расходный бак щелочи	1
10	Бак дозатор щелочи	2
11	Резервуар чистой воды	1
12	Резервуар для сбора промывной воды	2
13	Водосборный лоток	1

- Условные обозначения:
- K1.3-трубопровод металлосодержащих сточных вод;
 - K1.4-трубопровод сброса воды после варьирования и регенерации;
 - K1.5-трубопровод подачи воды на промывку и варьирования;
 - K1.6-трубопровод отвода фильтрованной воды;
 - K1.7-трубопровод сброса воды в хозяйственно-бытовой коллектор;
 - А1-воздухопровод;
 - Р1-трубопровод подачи раствора кислоты;
 - Р2-трубопровод подачи раствора щелочи;

ИЗДАНИЕ		2019	
Исполнитель: ООО "Водоканал"			
Составитель: И.И. Иванов			
Проверил: А.А. Петров			
Утвердил: В.В. Сидоров			
Дата: 15.01.2019			

Технологическая схема очистки металлосодержащих сточных вод с использованием реагента-осадителя Атерсер МР7



Спецификация оборудования

Номер позиции	Наименование	Количество
1	Усреднитель	1
2	Воздуходувка ВК-1,5	1
3	Насос ВК	10
4	Фильтр-дрязбик	1
5	Установка приготовления и дозирования реагента-осадителя Атерсер МР7	1
6	Установка гидроксида кальция	1
7	ПАА	1
8	Вертикальный отстойник со встроенной камерой хлопьяобразования	1
9	Бак	1
10	Фильтр с загрузкой из сорбента АС	2
11	Резервуар чистой воды	1
12	Шламоуплотнитель	1
13	Центрифуга ОГС-350	1
14	Бункер сбора осадка	1
15	Горизонтальный отстойник с точечными модулями	1

Экз. 28.07.01.2019

Соборный Инженерный Институт
Инженерно-технический институт

Инженер: []
Проверил: []
Утвердил: []
Дата: []

Лист 1 из 1

Федеральное государственное автономное
образовательное учреждение
высшего образования
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»
Инженерно-строительный институт

«Инженерные системы зданий и сооружений»
кафедра

УТВЕРЖДАЮ
заведующий кафедрой
Матюшенко
подпись: Матюшенко
инициалы, фамилия

«10» 07 2019 г.

БАКАЛАВРСКАЯ РАБОТА

20.03.02 "Природообустройство и водопользование"

код и наименование специальности (специализации), направление

Реконструкция систем очистки сточных вод, содержащих ионы
тяжелых металлов
наименование темы

Пояснительная записка

Научный руководитель

Л.С. 07/19
подпись, дата

д.к. ИСЗиС, к.т.н
должность, ученая степень

Т.А. Курилина
инициалы, фамилия

Выпускник

Д.Д. - 09.07.19
подпись, дата

Д.Д. Добровольская
инициалы, фамилия

Нормоконтролер

Л.С. 07/19
подпись, дата

Т.А. Курилина
инициалы, фамилия

Красноярск 2019