Заказать компетентное выполнение дипломной работы на https://diplom-berezniki.ru

Федеральное агентство по образованию

Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования

«Пермский национальный исследовательский политехнический университет»

Факультет Очного обучения

Специальность Химическая технология неорганических веществ

Кафедра Химической технологии и экологии

ДИПЛОМНЫЙ ПРОЕКТ

На тему Совершенствование водного баланса на фабрике БКПРУ – 3

Студент

Состав дипломного проекта:

1. Пояснительная записка на ____ стр.
2. Графическая часть на _____ листах.

Консультанты по разделам:

Спецчасть

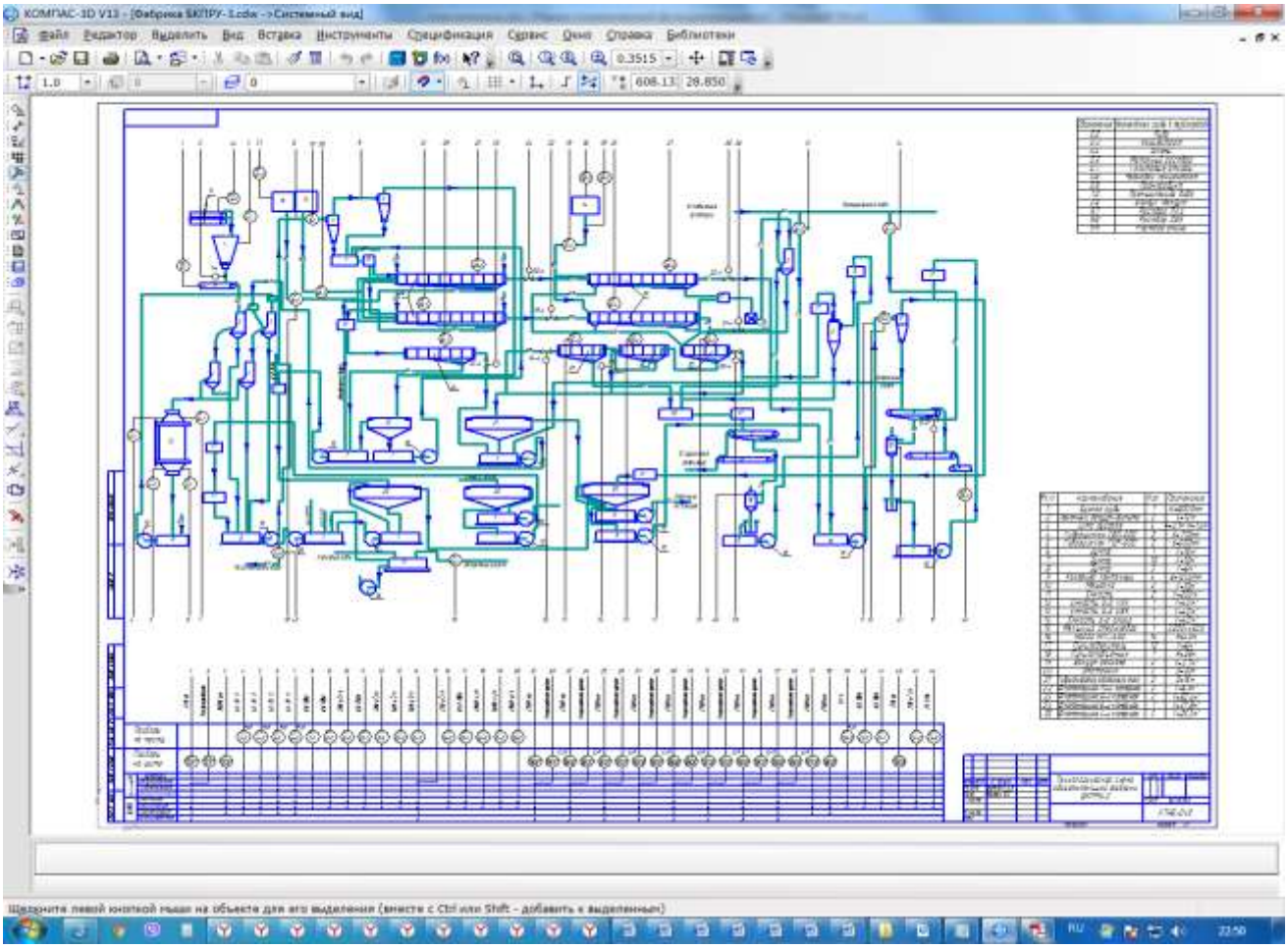
Строит. часть

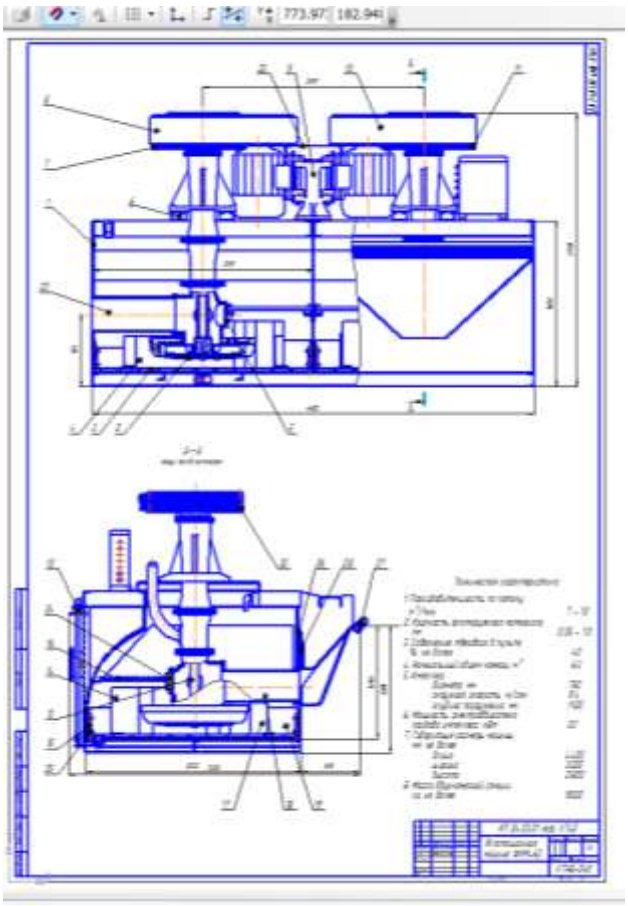
Экономика и организация производства

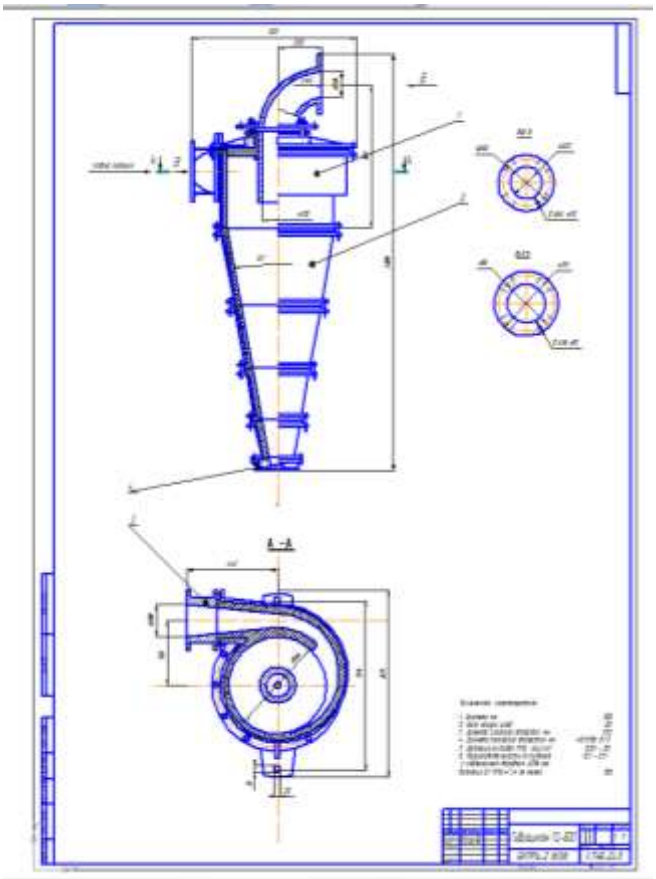
Безопасность жизнедеятельности и охрана окружающей среды

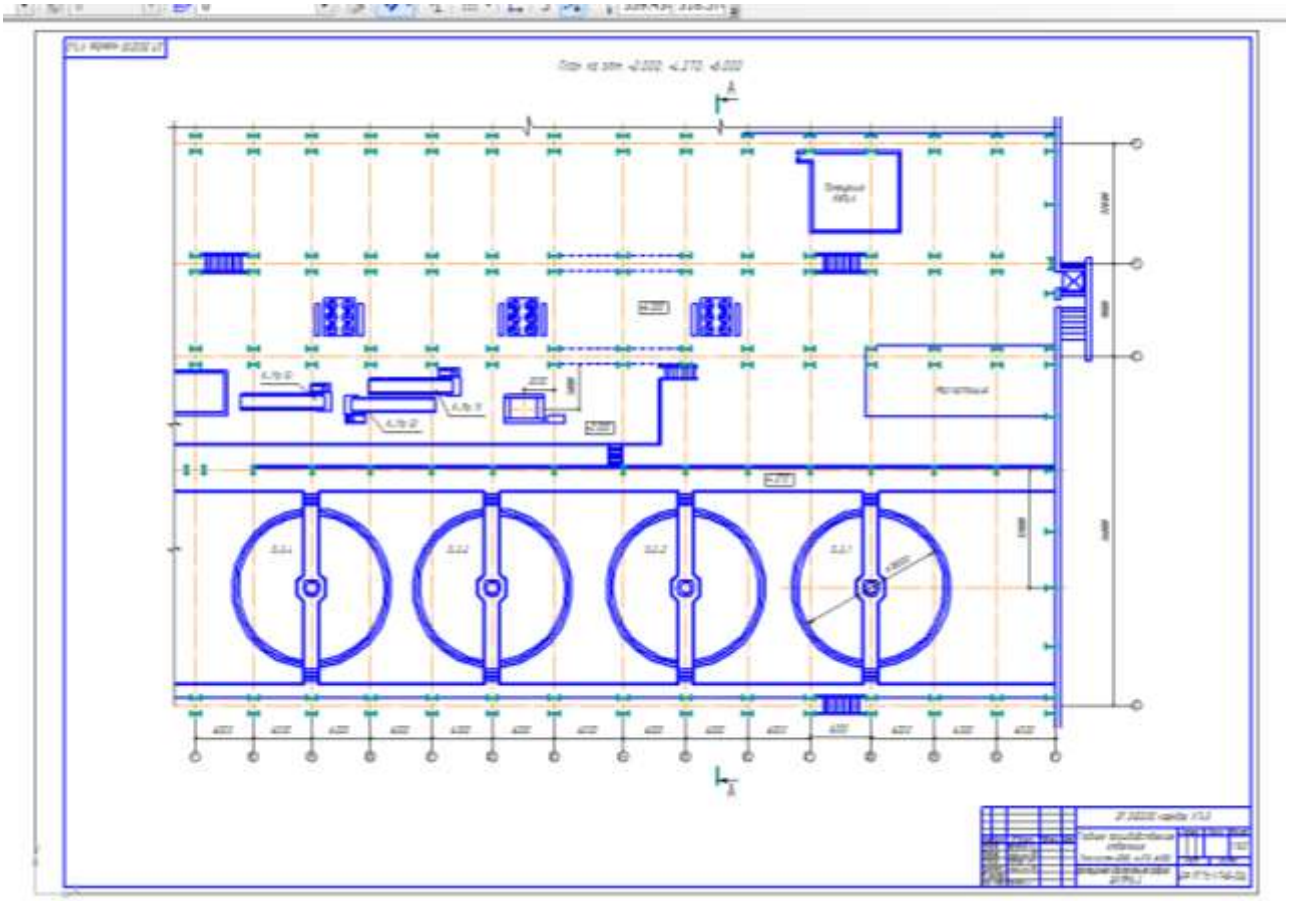
Автоматизация

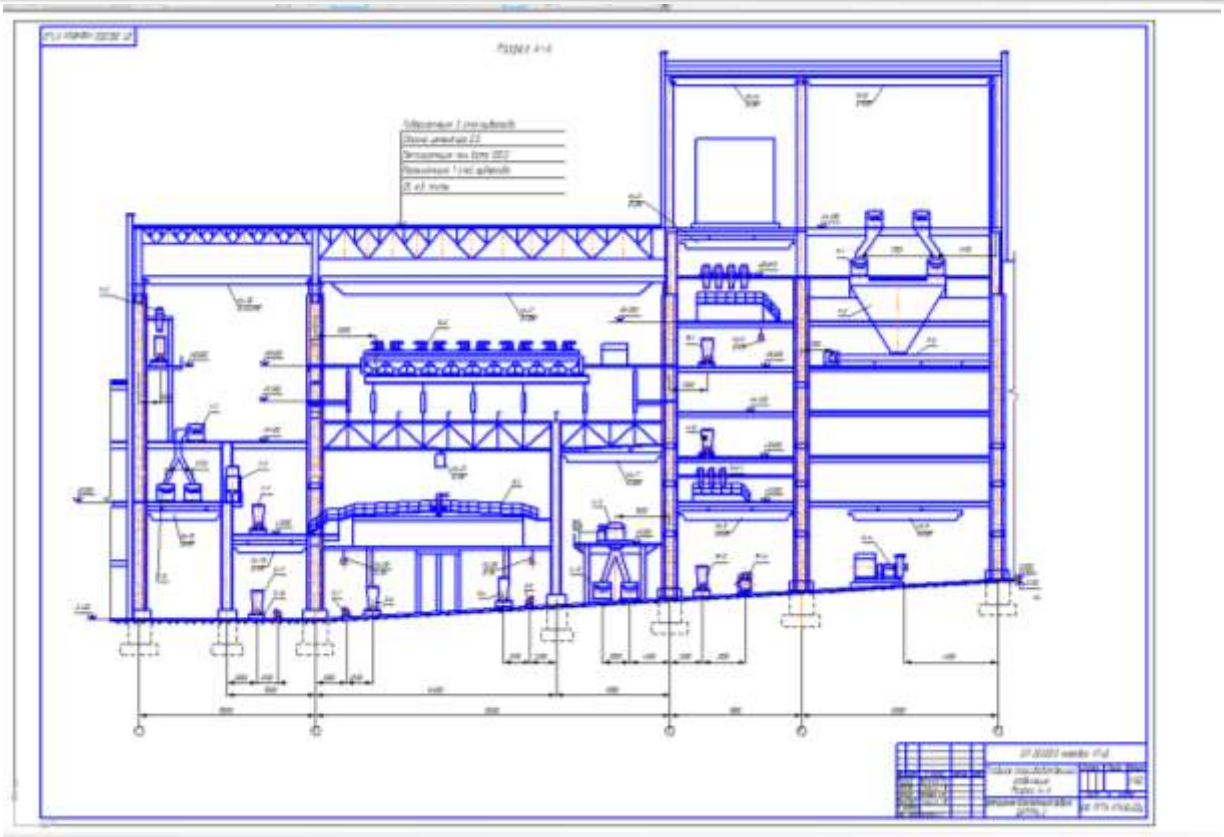
Пермь

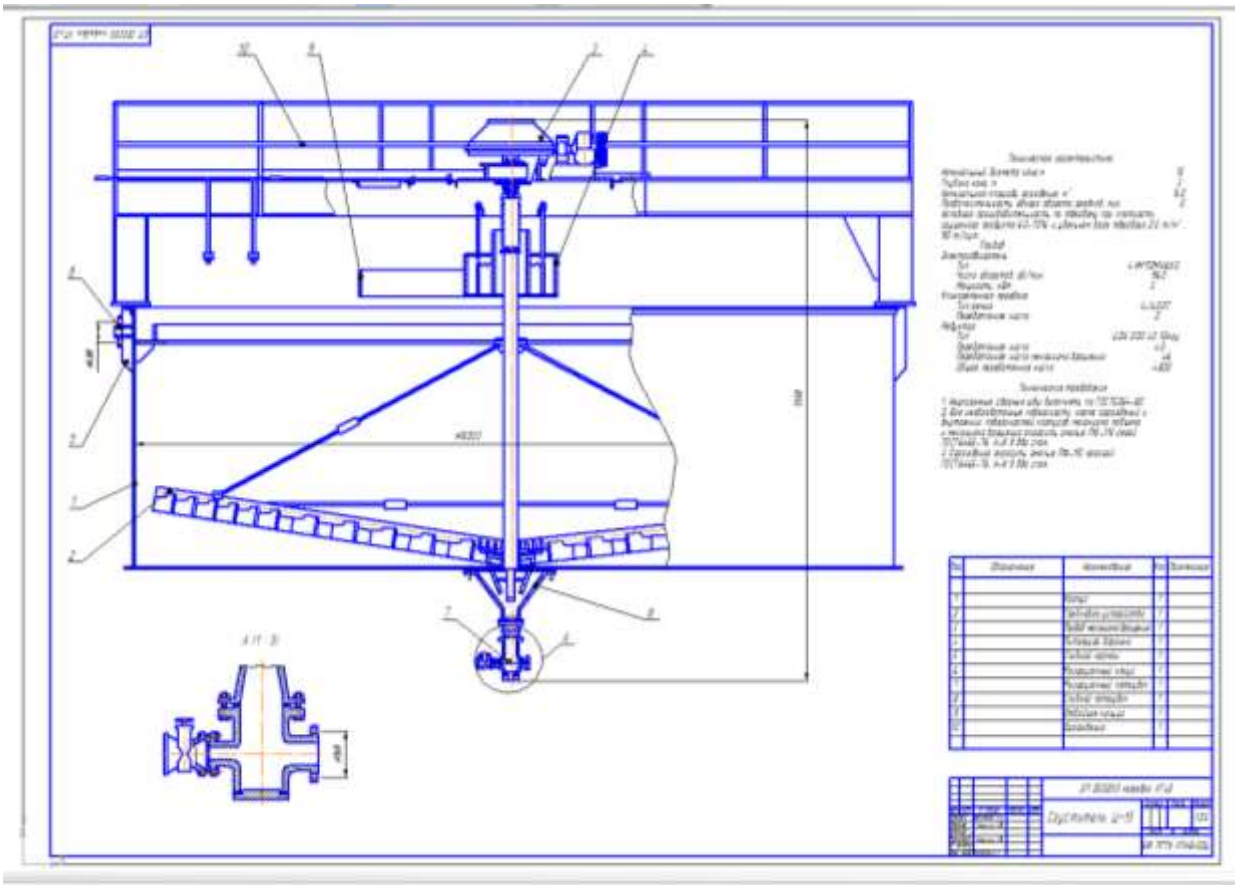


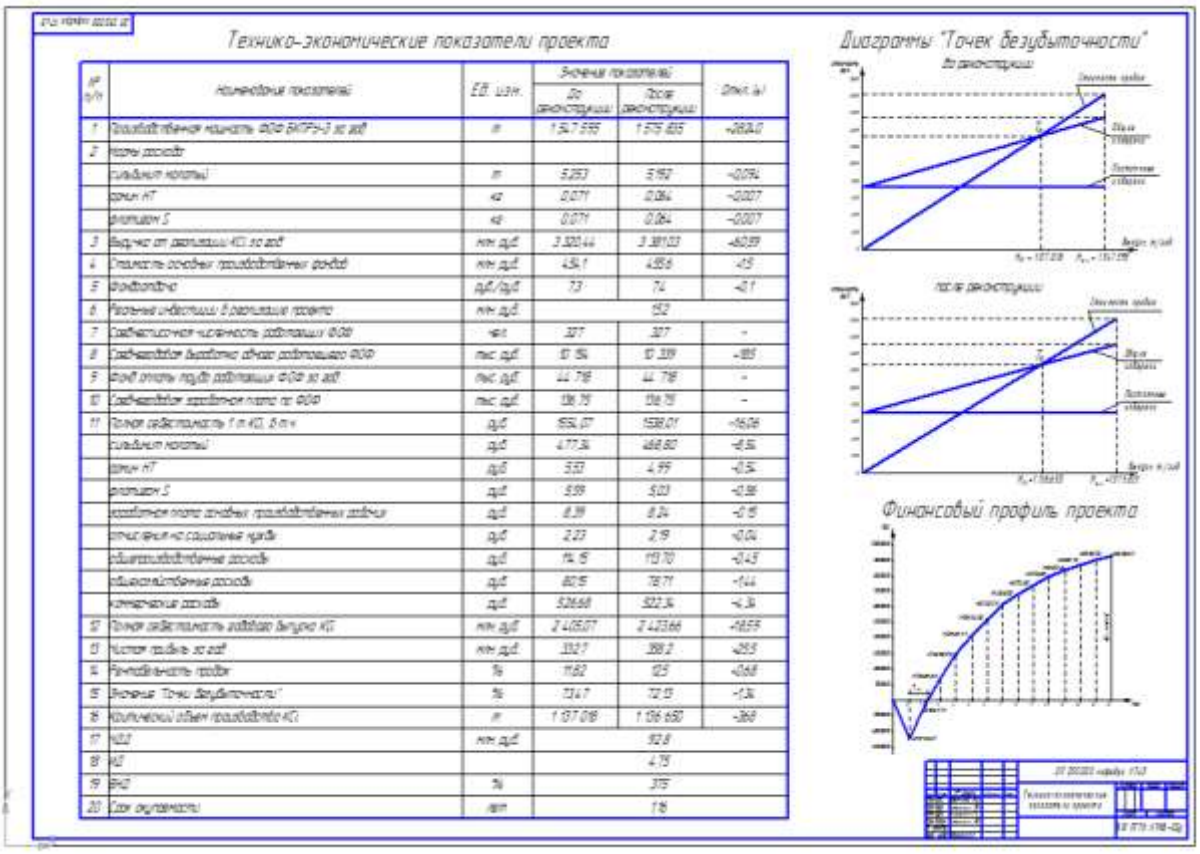












Технико-экономические показатели проекта

№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм.	Значение показателей: До реконструкции	Значение показателей: После реконструкции	Откл. (±)
1	Производственная мощность ФОФ БКПРУ-3 за год	т	1 547 555	1 575 835	+28,240
2	Нормы расхода				
	сильвинит молотый	т	5,253	5,192	-0,094
	аммин НТ	кг	0,071	0,064	-0,007
	флотиген S	кг	0,071	0,064	-0,007
3	Выручка от реализации КСl за год	млн руб.	3 320,44	3 381,03	+60,59
4	Стоимость основных производственных фондов	млн руб.	454,1	455,6	+1,5
5	Фондоотдача	руб./руб.	7,3	7,4	+0,1
6	Реальные инвестиции в реализацию проекта	млн руб.		152	
7	Среднесписочная численность работающих ФОФ	чел.	327	327	-
8	Среднегодовая выработка одного работающего ФОФ	тыс. руб.	10 154	10 339	+185
9	Фонд оплаты труда работающих ФОФ за год	тыс. руб.	44 718	44 718	-
10	Среднегодовая заработная плата по ФОФ	тыс. руб.	136,75	136,75	-
11	Полная себестоимость 1 т КСl, в т.ч.	руб.	1554,07	1538,01	-16,06
	сильвинит молотый	руб.	477,34	468,80	-8,54
	аммин НТ	руб.	5,53	4,99	-0,54
	флотиген S	руб.	5,59	5,03	-0,56
	заработная плата основных производственных рабочих	руб.	8,39	8,24	-0,15
	отчисления на социальные нужды	руб.	2,23	2,19	-0,04
	общепроизводственные расходы	руб.	114,15	113,70	-0,45
	общехозяйственные расходы	руб.	80,15	78,71	-1,44
	коммерческие расходы	руб.	526,68	522,34	-4,34
12	Полная себестоимость годового выпуска КСl	млн руб.	2 405,07	2 423,66	+18,59
13	Чистая прибыль за год	млн руб.	332,7	358,2	+25,5
14	Рентабельность продаж	%	11,82	12,5	+0,68
15	Значение "Точки безубыточности"	%	73,47	72,13	-1,34
16	Критический объем производства КСl	т	1 137 018	1 136 650	-368
17	НДД	млн руб.		92,8	
18	КД			4,75	
19	ВНД	%		375	
20	Срок окупаемости	лет		1,16	

Диаграммы "Точек безубыточности"

До реконструкции

После реконструкции

Финансовый профиль проекта

СОДЕРЖАНИЕ

1 ВВЕДЕНИЕ 8
2 ЛИТЕРАТУРНЫЙ ОБЗОР 9
2.1 Способы получения хлорида калия из сильвинита 9
2.1.1 Производство хлорида калия методом растворения и кристаллизации 10
2.1.2 Производство хлорида калия методом флотации 11
2.1.3 Гравитационное обогащение калийных руд 13
2.1.4 Электросепарация калийных руд 14
2.1.5 Сравнение технико–экономических показателей различных способов производства хлорида калия 16
3 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОИЗВОДСТВА 17
4 ТЕХНИКО – ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ 18
4.1 Географическая точка строительства 18
4.2 Характеристика производимой продукции 19
4.3 Характеристика сырья материалов и полупродуктов 19
5 ТЕОРИТИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ 19
5.1 Физико – химические основы флотации 19
5.2 Термодинамический анализ возможности элементарного акта флотации 21
5.3 Закрепление частиц на пузырьках 23
5.4 Сохранение комплекса пузырёк – частица 24
5.5 Вероятность флотации 26
5.6 Кинетические закономерности флотации 27
5.7 Расчет диаметра пузырька воздуха 28
5.8 Расчет скорости всплывания пузырька 30
5.9 Общие выводы из теоретического анализа 33
6 ОПИСАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ 34
6.1 Главное производственное отделение 34
6.1.1 Узел мокрого измельчения, предварительной и поверочной классификации 34
6.1.2 Узел механического обесшламливания 37
6.1.3 Шламовая флотация 39
6.1.4 Сильвиновая флотация 40
6.1.5 Сгущение и обезвоживание продуктов обогащения 42
7 МАТЕРИАЛЬНЫЙ БАЛАНС 46
7.1 Расчёт качественно – количественной схемы 46
7.1.1 Основные показатели расчёта качественно – количественных схем 46
7.1.2 Расчёт качественно – количественной схемы процесса обезвоживания галитовых отходов 47
7.2 Водный баланс 50
8 МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ 55

8.1 Введение ... 55
8.2 Выбор метода решения ... 56
8.3 Ход работы ... 56
8.4 Зависимость технологических параметров обогащения сильвинитовой руды от нагрузки на фабрику ... 57
8.5 Вывод ... 61
8.6 Зависимость параметров технологического режима флотации от времени года ... 61
8.7 Вывод ... 67
8.8 Влияние субъективного фактора на эффективность работы технологического оборудования ... 68
8.9 Вывод ... 73
9 ВЫБОР И РАСЧЁТ ОБОРУДОВАНИЯ ... 74
9.1 Оборудования для обезвоживания галитовых отходов ... 74
9.1.1 Гидроциклоны ... 74
9.1.2 Ленточные вакуум – фильтры ... 75
9.1.3 Сгустители ... 75
10 АВТОМАТИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ... 77
10.1 Введение ... 77
10.2 Выбор и обоснование параметров контроля, регулирования, сигнализации и блокировок ... 78
10.2.1 Отделение измельчения ... 78
10.2.2 Обесшламливание и флотация ... 79
10.2.3 Обезвоживание концентрата и отвальных хвостов ... 80
10.2.4 Обоснование систем блокировок и сигнализации ... 80
10.2.5 Общецеховые параметры контроля ... 81
11 ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ ... 87
11.1 Жидкие отходы ... 87
11.2 Твёрдые отходы ... 87
11.2.1 Солеотвал ... 89
11.2.2 Шламохранилище ... 89
12 БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ ... 91
12.1 Охрана труда в Российской Федерации ... 91
12.2 Свойства используемых и получаемых веществ. Опасные и вредные производственные факторы ... 92
12.3 Классификация производства ... 95
12.4 Мероприятия по технике безопасности ... 97
12.5 Санитарно-технические мероприятия ... 99
12.6 Противопожарные мероприятия ... 101
12.7 Расчет искусственного освещения диспетчерской главного корпуса фабрики БПКРУ-3 ... 103
13 СТРОИТЕЛЬНАЯ ЧАСТЬ ... 106
13.1 Характеристика района строительства ... 106
13.2 Объёмно-планировочное решение ... 108

13.3 Конструктивные решения главного корпуса. 109
13.4 Компоновка оборудования. 110

1

ВВЕДЕНИЕ

Производство минеральных солей удобрений составляет одну из важнейших задач химической промышленности. Ассортимент минеральных удобрений, используемых в сельском хозяйстве, самой химической промышленности, металлургии, фармацевтическом производстве, строительстве, быту, составляет сотни наименований и непрерывно растет. Масштабы добычи и выработки солей исключительно велики и для некоторых из них составляют десятки миллионов тонн в год. В наибольших количествах производятся и потребляются соединения натрия, фосфора, калия, азота, алюминия, железа, серы, меди, хлора, фтора и др. Самым крупнотоннажным является производство минеральных удобрений. Самым крупным потребителем солей и минеральных удобрений является сельское хозяйство. Связано это с тем, что современное интенсивное сельскохозяйственное производство невозможно без внесения в почву научно обоснованного количества различных минеральных удобрений, содержащих элементы, которых недостаточно в почве для нормального роста растений, в частности зерна. Минеральными удобрениями называют соли, содержащие в своем составе элементы, необходимые для питания, развития и роста растений. В качестве калийных удобрений применяют сырые природные вещества (чаще всего сильвинит) и продукты их переработки (хлорид и сульфат калия; 40%-ные калийные соли), а также золу растений. Основным сырьем для получения калийных удобрений в России является сильвинит, представляющий собой породу состава mNaCI+nNaCl, которая содержит 14—18% K_2O. В качестве примесей сильвиниту сопутствуют в небольших количествах соединения, магния, кальция и др. Из сильвинита получают и основное калийное удобрение - хлорид калия. Получение хлорида калия из сильвинита осуществляется методами галургии, флотационным или комбинированным.

2 ЛИТЕРАТУРНЫЙ ОБЗОР

2.1 Способы получения хлорида калия из сильвинита

Разработка и применение различных методов обогащения калийных и полиметаллических руд неразрывно связаны с минеральным составом исходной руды.

Выделить ценные компоненты из руд в богатый концентрат можно, лишь предварительно изучив вещественный и минералогический состав руды, а также физико-химические свойства каждого ее компонента. Для выбора наиболее эффективного метода обогащения необходимо знать, в какой форме в воде в растворимой или в нерастворимой, а для полиметаллических руд - сульфидной или окисляемой, находится минерал. Содержание в руде извлекаемого компонента, плотность минерала., разные вкрапленности его в другие минералы, магнитные и электрические свойства минералов, их цвет, блеск, твердость и т.д. Все эти свойства могут быть использованы для выбора наиболее эффективной технологической схемы обогащения руды.

Источником добычи калийных солей является месторождение руд или полезных ископаемых, содержащих один или несколько ценных минералов в сочетании с минералами пустой породы. Обогащением руд называется совокупность процессов первичной обработки минерального сырья, цель которого - отделение всех полезных минералов от пустой породы, а при необходимости - взаимное разделение полезных минералов. В результате обогащения получают один концентрат или несколько и отвальные хвосты.

Концентратом называется продукт обогащения, содержащий значительно больше (в десятки, а иногда и в сотни раз) ценного компонента по сравнению с рудой. По минеральному и химическому составу он должен удовлетворять определенным требованиям (кондициям).

Хвосты - это отходы обогащения, содержащие главным образом минералы пустой породы и незначительное количество полезных компонентов, извлечение

которых при современном уровне технологии и техники обогащения затруднено или экономически невыгодно.

Поскольку сильвинит представляет механическую смесь кристаллов сильвинита и галита, их разделение с целью получения хлорида калия возможно как физико-химическими методами (растворением и раздельной кристаллизацией), так и механическими (флотацией, гравитационной сепарацией, электросепарацией).

2.1.1 Производство хлорида калия методом растворения и кристаллизации

Метод растворения и раздельной кристаллизации называют также галургическим или химическим. Галургический метод переработки сильвинитовых и карналлитовых руд впервые был освоен калийной промышленностью в 1861 году и до настоящего времени находит широкое применение на калийных предприятиях России, Германии, Франции. Сущность этого метода состоит в том, что хлорид калия выщелачивают из сильвинита горячим оборотным щелоком, а оставшийся невыщелоченный галит направляют в отвал. Полученный горячий крепкий щелок проходит очистку от солевого и глинистого шламов путем отстаивания. Из осветленного горячего щелока производят кристаллизации хлорида калия. Полученные кристаллы хлорида калия отделяют от охлажденного маточного щелока, сушат и выпускают в виде продукции, а маточный щелок после подогрева возвращают на выщелачивание новых порций хлорида калия.

Галургический метод получения хлорида калия из сильвинита – циклический процесс с непрерывной циркуляцией в системе насыщенного хлоридом натрия растворяющего щелока.

Технологическая схема этого метода включает следующие основные стадии:

- дробление сырой сильвинитовой руды;

- выщелачивание сильвинита горячим растворяющим щелоком с целью извлечения в раствор KCl;

- обработка полученного после выщелачивания сильвинитовой руды отвала для снижения потерь хлорида калия;

- выделение из горячего щелока, насыщенного NaCl и KCl, твердых взвешенных частиц в виде солевого и глинистого шламов;

- противоточная промывка глинистого шлама горячей водой для извлечения из него KCl;

- охлаждение горячего осветленного щелока с целью кристаллизации KCl с одновременным использованием тепла горячего раствора (ВКУ);

- отделение кристаллов KCl от маточного раствора и обработка их жирными аминами;

- сушка кристаллов KCl;

- нагревание маточного раствора и возвращение его на выщелачивание;

- удаление или утилизация отходов производства.

2.1.2 Производство хлорида калия методом флотации

Флотация (от английского слова flotation – всплывание) – один из наиболее распространенных методов обогащения полезных ископаемых.

Процесс флотации основан на различной способности поверхностей минералов, входящих в состав обогащаемой руды, смачиваться водой.

При флотации через суспензию обогащаемой руды продувают пузырьки воздуха. Частицы несмачиваемых минералов прилипают к пузырькам и всплывают на поверхность, с которой удаляются в виде минерализованной пены. А смачиваемые водой частицы опускаются на дно. Таким образом, осуществляется флотационное разделение минеральных составляющих обогащаемой руды.

Первоначально метод флотации применяли для обогащения природных руд, состоящих из минералов, нерастворимых в воде (окислов сульфидов, нерастворимых солей). Флотационный метод обогащения калийных солей

получил распространение после того, как было показано, что разделение этих солей может осуществляться в их насыщенном растворе.

Техническое решение проблемы разделения водорастворимых солей методом флотации – одно из важнейших достижений науки и техники за последние десятилетия. Особенно большие успехи в этой области были достигнуты при флотационном обогащении сильвинита. Было показано, что получение хлорида калия из сильвинита методом флотации в ряде случаев экономичнее и проще, чем галургическим методом.

Флотационное обогащение калийных солей, так же как и других руд, осуществляется при участии флотационных реагентов. В зависимости от назначения различают следующие группы флотационных реагентов: собиратели, пенообразователи, депрессоры, активаторы, регуляторы среды.

Интенсивные исследования по изучению флотации водорастворимых солей начали проводиться еще в 30-х годах. В СССР метод флотационного обогащения природных солей был впервые применен Б. Ф. Пылаевым в 1932 году для получения чистого NaCl из сильвинитовых отходов. С. С. Кузин, обнаружив депрессирующее действие хлорида натрия на флотацию хлорида калия, использовал это явление для флотационного обогащения соликамской сильвинитовой руды с выделением в пенный продукт NaCl.

Проводимые опыты флотации сильвинита с применением в качестве реагентов собирателей анионного типа давали удовлетворительные результаты лишь при кратковременной работе установок и при измельчении руды до -0,2 мм. Широкое промышленное внедрение флотации для обогащения сильвинитовых руд началось после того, как в качестве флотореагента был предложен катионный собиратель, состоящий из смеси аминов жирного ряда. Это позволило разделять сильвинитовые руды, измельченные до -0,8 мм, при высоких технологических показателях процесса. Хлорид калия при этом флотируется в пенный продукт.

В 1953 году опытная флотационная фабрика была пущена на Березниковском калийном комбинате. Работники фабрики совместно с Всероссийским научно-исследовательским институтом галургии (ВНИИГ) провели большую исследовательскую работу по подбору оптимального режима флотации сильвинита и испытанию флотационных реагентов.

Технологические схемы обогащения включают в себя обычно следующие основные стадии: измельчение руды с целью раскрытия зерен сильвинита и галита; предварительное удаление глинистого шлама из руды или его подавление в процессе основной флотации; основная флотация сильвинита с перечисткой полученного концентрата; перечистка глинистых шламов; обезвоживание шламов, хвостов, концентратов и возвращение в цикл оборотного насыщенного раствора.

Применяемые в калийной промышленности схемы флотационного обогащения сильвинита несколько отличаются друг от друга. Это обусловлено главным образом неодинаковым качеством перерабатываемых руд и различными требованиями к качеству получаемой продукции.

2.1.3 Гравитационное обогащение калийных руд

Один из весьма эффективных методов гравитационного обогащения полезных ископаемых – разделение минералов в тяжелых суспензиях по их плотности. Компоненты руды меньшей плотности, чем тяжелая среда, всплывают в ней, а более тяжелые тонут, благодаря чему происходит разделение руды на два продукта. Этот метод пригоден для обогащения руд, у которых разница в плотностях разделяемых компонентов составляет не менее 0,05 г/см^3.

Обогащение природных руд в тяжелых суспензиях состоит из следующих основных операций:

- разделение обогащаемой руды в сепараторе;

- отделение тяжелой суспензии от продукта обогащения и возвращение ее в цикл;

- промывка продуктов обогащения водой с получением разбавленной суспензии и глинистого шлама;

- регенерация разбавленной суспензии, сгущение и возвращение ее в цикл.

Основные показатели, определяющие гравитационную обогатимость сильвинитовых руд, - это разница в плотностях разделяемых компонентов, их количественное соотношение и структурные и текстурные особенности руды. Чем больше разница в плотностях минеральных компонентов сильвинитовой руды, тем успешнее она может быть обогащена гравитационными методами.

Различие в плотностях химически чистых KCl (1,99 г/см^3) и NaCl (2,17 г/см^3) составляет 0,18. Однако за счет пор, включенных и адсорбированных газов, а также влаги кажущаяся плотность минералов в природных рудах может несколько отличаться от истинной.

Вычисления показали, что кажущиеся плотности галита в сильвинитовых рудах составляют 2,12 – 2,14, а сильвина 1,98 – 2,00 г/см^3. По этой причине разность плотностей разделяемых компонентов в сильвинитовой руде снижается до 0,12 – 0,14. При малой разнице в плотностях эффективность гравитационного разделения зависит от крупности обогащаемых зерен и от совершенства применяемой технологии.

2.1.4 Электросепарация калийных руд

В основе электростатических методов обогащения руд лежат такие физические свойства минералов, как электропроводность, диэлектрическая проницаемость, способность к перераспределению электростатических зарядов на поверхности при трении (трибоэлектрический и пироэлектрический эффекты).

В применении к калийным рудам изучаются два метода электросепарации: электростатический и электродинамический.

При электростатическом методе частицы минералов обогащаемой руды приобретают электростатические заряды разных знаков при трении их друг о друга в условиях определенного режима термообработки. Электростатические

заряды на поверхности частиц образуются в результате соприкосновения с электропроводящими электродами, ионизированными газами или свободными электронами. На частицах солей возникновение зарядов возможно при их контактном трении, для чего необходимо наличие хотя бы двух различных по природе частиц. Обработанную таким образом руду направляют в электросепаратор, где она свободно падает в горизонтальном электрическом поле постоянного напряжения. Частицы сильвина и галита отклоняются при этом в сторону электродов разной полярности и собираются внизу в виде концентрата, хвостов и промежуточного продукта, возвращаемого на повторное обогащение.

Для успешного обогащения сильвинитовых руд электростатическим методом необходимо выбрать оптимальный режим термообработки (нагревание и охлаждение сильвинита) в определенном диапазоне температур. Проведенными исследованиями установлено, что сильвинитовую руду крупностью -2 +0,5 мм перед обогащением необходимо нагреть до 500 ºС, а крупностью -0,5 +0,06 мм – до 400 ºС. кроме того, в процессе нагревания и при последующем охлаждении руду следует тщательно перемешивать. Оптимальная температура сильвинита, поступающего в электросепаратор, 110 – 150 ºС. Если в обогащаемой руде содержание глинистых частиц повышено, температуру предварительного нагревания необходимо увеличивать.

При электростатическом обогащении значительную роль играет относительная влажность воздуха: чем она меньше, тем лучше результаты разделения. При относительной влажности воздуха более 55% показатели разделения резко ухудшаются.

Опыты по электростатическому обогащению сильвинитов Верхнекамского и Старобинского месторождений показали, что наилучшие результаты могут быть получены при переработке малоглинистых руд.

Опыты по обогащению сильвинита электродинамическим методом были проведены на рудах Карлсбадского месторождения. Измельченный сильвинит

после нагревания до 150ºС обрабатывали смесью аминов (80 – 120 г/т) и одноатомным вторичным спиртом (200 – 300 г/т).

Благодаря селективной адсорбции этих веществ на хлориде натрия и хлориде калия после такой обработки возникает существенное различие в электропроводности этих составляющих сильвинитовой руды. Обогащаемую руду после обработки реагентами пропускают через ионизированное электростатическое поле и затем разделяют в коронно-барабанном сепараторе.

2.1.5 Сравнение технико–экономических показателей различных способов производства хлорида калия

Таблица 1 - Технико-экономические показатели различных способов производства хлорида калия

Показатели	Галургический метод	Флотационный метод	Гравитационное обогащение	Электросепарация
Извлечение KCl в концентрат	90 – 92 %	85 – 90 %	63,6 %	80 – 83 %
Содержание KCl в концентрате	95 – 97 %	95 %	65,3 %	До 92 %

Продолжение табл. 1

Достоинства	1. продукт более высокого качества; 2. возможность комплексной переработки сырья	1. процесс может быть легко автоматизирован; 2. низкая температура проведения процесса; 3. продукт менее слеживающийся; 4. незначительный расход технологического пара	1. сравнительно прост; 2. использование более крупного дробления; 3. низкий расход электроэнергии	1. малая энергоемкость; 2. простота устройства аппаратов; 3. отсутствие тонкого измельчения руды; 4. отсутствие коррозии оборудования; 5. исключает сушку
Недостатки	1. высокие капитальные и энергетические затраты; 2. высокая температура проведения процесса	1. галитовые отвалы содержат примеси жирных аминов; 2 безвозвратные потери брома	1. низкие технологические показатели; 2. ошламление тяжелой суспензии и необходимость ее регенерации	1. применение высоких температур; 2. зависи-мость процесса от влажности воздуха

3 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОИЗВОДСТВА

Производство введено в эксплуатацию в декабре 1973 года.

Генеральный проектировщик производства – институт «Госгорхимпроект». Разработчик технологического процесса - Всесоюзный Научно-исследовательский Институт Галургии (ВНИИГ).

Метод производства – флотационное обогащение сильвинитовой руды.

С января 1987 года обогатительная фабрика работает на привозной руде, доставляемой железнодорожным транспортом с БКПРУ-4, в связи с выбытием рудной базы мощностью 7,8 млн. т сильвинитовой руды в год в результате

затопления рудника в марте 1986 года. С октября 2002 года организованы перевозки дополнительных объемов руды с БКПРУ-2 автотранспортом.

Переработка сильвинитовой руды на обогатительной фабрике осуществляется на четырёх технологических секциях, работающих параллельно в независимом режиме.

В процесс обогащения включены следующие производственные подразделения фабрики:

-главное производственное отделение (флотокорпус);

-сушильное отделение (сушка и модифицирование мелкозернистого хлористого калия);

-отделение удаления отходов (солеотвал);

-отделение приготовления реагентов.

4 ТЕХНИКО – ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ

4.1 Географическая точка строительства

Верхнекамское месторождение калийно – магниевых солей расположено в Пермской области и занимает площадь около 3700 км^2. В настоящее время детально исследованы запасы по Соликамскому, Ново – Соликамскому, Березниковскому, Дурыманскому, Балахонцевскому и Быгельско – Троицкому участкам.

Основными путями сообщения района являются электрифицированная железнодорожная магистраль Соликамск – Чусовая и асфальтированная дорога Пермь – Чердынь. Важную роль в транспортировке продукции играет река Кама в навигационный период.

Поставщиком горюче-смазочных материалов является компания «ЛУКОЙЛ – Пермь», основное энергоснабжение осуществляется компанией «Пермэнерго», снабжение природным газом осуществляет «Уралгазсервис».

Климатические условия района характеризуются продолжительной суровой зимой со средней температурой -13,80С и коротким теплым летом со

средней температурой +14,40С. Максимальная температура достигает +360С и минимальная -500С. Средняя продолжительность безморозного периода 101 день. Устойчивый снеговой покров удерживается со второй половины ноября до середины апреля, средняя высота его составляет 94 см, глубина промерзания почвы к концу зимы достигает 2,0 м.

Среднегодовое количество осадков 586 мм, из них в период с апреля по октябрь выпадает около 77% и с октября по апрель 23%. Господствующее направление ветров – южное, со средне годовой скоростью 4 м/с, при максимуме 20 м/с.

4.2 Характеристика производимой продукции

Хлористый калий, выпускаемый в соответствии с настоящим регламентом, должен быть изготовлен в соответствии с требованиями действующей нормативно-технической документации:

ГОСТ 4568-95 «Калий хлористый» марки «мелкий»;

СТО СПЭКС 001-98 «Калий хлористый, поставляемый на экспорт»; марки М и марки Н - непылящий продукт, получаемый в результате обработки продукта марки «мелкий» реагентами-пылеподавителями;

ТУ 2184-040-00209527-2002 «Калий хлористый непылящий»;

ТУ 2111-038-00203944-2003 «Концентрат минеральный «Сильвин»;

ТУ 2184-041-00203944-2004 «Калий хлористый (для экспорта) марки КСl – розовый кристаллический (K_2O=60 %).

4.3 Характеристика сырья материалов и полупродуктов

Исходным сырьем для производства хлорида калия является сильвинит молотый, представляющий собой дробленую руду, в состав которой входят водорастворимые минералы сильвин (KCl) и галит (NaCl), а также примеси минеральных соединений: солей кальция, магния, нерастворимого остатка и другие. Источником сырья является крупнейшее в России Верхнекамское месторождение сильвинито-карналитовых руд.

Характеристика сырья, материалов приведена в таблице 2.

Таблица 2 - Характеристика сырья, материалов и энергоресурсов

Наименование сырья, материалов, полупродуктов, энергоресурсов	Государственный или отраслевой стандарт, СТП, технические условия, регламент или методика на подготовку сырья	Показатели по стандарту, обязательные для проверки	Нормы показателей по НД	
1	2	3	4	
1 Сильвинит молотый	СТП 7.4.3-12-02, СТП 7.4.3-09-02		СТП 7.4.3-12-02	СТП 7.4.3-09-02
		Внешний вид	Дробленая сыпучая масса, содержащая сростки минералов различной крупности.	
		Цвет	Красный или красно-бурый с сероватым оттенком	
		Массовая доля хлористого калия, %, не менее	29,0	30,0
		Массовая доля нерастворимого в воде остатка, %, не более	6,0	5,5
		Массовая доля класса крупности: %,		
		свыше 10 мм, не более	25	40
		менее 1 мм, не более	50	35
		менее 0,25 мм, не более	не нормируется	14
2 Полиакриламид сухой Аккофлок А-110* и других марок	Спецификация фирмы	Флокулирующая способность, мм/с, не менее	18,0*	
Праестол 2510	ТУ 2216-001-40910172-98	То же	18,0*	
3 Амины* Флотигам S Армин НТ и других марок	Спецификация фирмы	Внешний вид	Воскообразное вещество белого цвета с резким запахом, как у аммиака.	
		Массовая доля первичных аминов, %, не менее	Флотигам S 96	Армин НТ 95
		Йодное число, г J_2/100 г	5	4

Продолжение табл. 2

1	2	3	4			
4 Деэмульгатор нефтяных эмульсий "ОЖК"	ТУ 38-101417-88	Внешний вид Массовая доля оксиэтилированных групп в пересчете на окись этилена, %	Мазеобразная масса коричневого цвета. 66-70			
5 Неонолы АФ 9-12 АФ 9-14 и других марок	ТУ 2483-077-05766801-98	Внешний вид	Прозрачная маслянистая жидкость от бесцветного до светло-коричневого цвета.			
		Температура помутнения водного раствора НПАВ концентрацией 10 г/дм^3, ^{o}С Массовая доля присоединенной окиси этилена, %	АФ 9-12 86±3 70,0±1,0	АФ 9-14 94±3 73,7±1,2		
6 Флотореагент - оксаль	ТУ 2452-029-05766801-94	Внешний вид	Прозрачная нерасслаивающаяся жидкость от желтого до коричневого цвета.			
		Плотность при 20°С, г/см^3 Температура вспышки в открытом тигле, ^{o}С, не ниже	Т-66 1,00-1,12 80	Т-92 1,00-1,12 130	Т-94 1,00-1,12 88	
7 Газойль каталитический	ТУ 38.301-19-87-97	Внешний вид	Вязкая жидкость темного цвета.			
		Плотность при 20 ^{o}С, кг/м^{3,} не менее Температура вспышки в закрытом тигле, ^{o}С, не менее	Марка А 1010 130	Марка Б 990 130		
8 Кислота соляная из абгазов хлорорганических производств	ТУ 6-01-04689381-80-92 ТУ 2122-106-05757587-95	Внешний вид	Прозрачная бесцветная или желтоватого цвета жидкость без взвешенных или эмульгированных частиц.			
	ТУ 6-01-04689381-80-92	Массовая доля хлористого водорода (НС1), %, не менее	Марка А 31,5	Марка Б (в/с) 31,5	Марка Б (1 с) 30,0	Марка Б (2 с) 27,5
	ТУ 2122-106-05757587-95	То же	32			

Продолжение табл. 2

1	2	3	4		
9 Калий железисто-синеродистый	ГОСТ 6816-79	Массовая доля железистосинеродистого калия, %, не менее	Высший сорт		Первый сорт
			99		96
10 Натрий железистосинеродистый, технический	ТУ 113-38-136-96	Массовая доля железистосинеродистого натрия, %, не менее	96		
11 Метасиликат натрия	ТУ 6-18-161-82 ТУ 2145-001-52257004-2002	Массовая доля общей щелочности, %, не менее Массовая доля общей щелочности, %	20,5 28-30		
12 Карбамид	ТУ 113-03-01-08-88	Массовая доля азота в пересчете на сухое вещество, %, не менее	1 вид		2 вид
			46		42
	ГОСТ 2081-92	То же	46,2		
13 Пылеподавитель* (СМЭП)	ТУ 2226-141-05757587-99	Внешний вид Температура вспышки в закрытом тигле, ^{o}C, не ниже Массовая доля воды, %	Прозрачная жидкость от светло-желтого до коричневого цвета, без механических примесей. 130 2-3		
14 Полигликоли-3	ТУ 6-00-5757616-05-91	Внешний вид Плотность, г/см^3, не менее	Жидкость от светло-коричневого до темно-коричневого цвета. 1,0		
15 Пылеподавитель калийных солей	ТУ 2422-083-05766801-98	Внешний вид	Вязкая жидкость темного цвета.		
		Температура вспышки в закрытом тигле, ^{o}C, не ниже Массовая доля воды, %, не более	Марка А 130 2,0	Марка Б 130 5,0	Марка В 130 5,0
16 Полигликоли	ТУ 6-01-26-12-80 ТУ 2422-071-05766575-98	Внешний вид Плотность при 20 ^{o}C, г/см^3, не менее Плотность, г/см^3, не менее	Вязкая жидкость со слабым запахом 1,060 1,100		
17 Пылеподавитель полиэтиленгликолевый «М» (модифицированный)	ТУ 2483-118-00203335-2000	Внешний вид Температура вспышки в закрытом	Темно-коричневая жидкость без механических примесей		

Продолжение табл. 2

1	2	3	4		
		тигле, ^{o}C, не менее Массовая доля воды, %, не более	130 5,0		
18 Пигмент красный железоокисный	ТУ 2322-001-33437841-2001	Массовая доля соединений железа в пересчете на Fe_2O_3, не менее	В/с 90,8	К-0 93,5	К-1 90,0
19 Сетки тканые из синтетических мононитей одинаные	ТУ 13-0281151-21-89	Ширина, мм**	950	1000	
20 Смола карбамидоформальдегидная КС-МФ	ТУ 2223-024-00203803-2000	Массовая доля сухого остатка, % Массовая доля свободного формальдегида, % Концентрация водородных ионов, pH Смешиваемость смолы с водой при температуре (20±1) ^{o}C в соотношении 1:9 по объему	46±2 2,5 – 3,0 7,1 – 7,5 Полная		
21 Эфир гликолевый C_{12} технический (реагент-вспениватель)	ТУ 2434-05-53505711-01	Плотность при 20 ^{o}C, г/см^3 Эфирное число, мг КОН на 1 г, не менее Кислотное число, мг КОН на 1 г	0,94-0,96 215 не норм.		
22 Полупродукты	отсутствуют				
23 Топливо нефтяное. Мазут	ГОСТ 10585-99	Внешний вид	Вязкая масса темно-коричневого цвета.		
		Температура вспышки в открытом тигле, ^{o}C, не более Вязкость при 80 ^{o}C условная, градусы ВУ, не более или кинематическая, сСт, не более	Марка 40 90 8,0 59,0	Марка 100 110 16,0 118,0	
24 Газ попутный нефтяной	-	Теплота сгорания низшая, МДж/м^3 (ккал/м^3) при 20 ^{o}C и 101,325 кПа, не менее	31,8 (7600)		
25 Воздух сжатый	ГОСТ 17433	Давление, МПа, не более	0,6		

5 ТЕОРИТИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ

5.1 Физико – химические основы флотации

Флотация - широко распространенный способ обогащения, применяющийся для разделения различных сульфидных руд, отделения апатита от нефелина, обогащения каменных углей и многих других минералов. Флотация основана на различии в избирательной смачиваемости водой и прилипании частиц обогащаемого минерала к пузырькам пропускаемого через пульпу воздуха. Смачиваемость минералов характеризуется главным образом краевым углом смачивания, образующегося вдоль линейной границы раздела твердое тело – жидкость - воздух. С несмачиваемой частицей минерала жидкость образует тупой краевой угол θ, а со смачиваемой - острый. Силы поверхностного натяжения стремятся выровнять уровень жидкости, вследствие чего несмачиваемая (гидрофобная) частица, прилипая к пузырькам воздуха, выталкивается из жидкости и всплывает на поверхность, а смачиваемая (гидрофильная) погружается в жидкость. Смачиваемость частиц определяется работой адгезии вода—минерал Wаж-т

$$W_{ж-т}=\delta_{ж-г}+\delta_{г-г} - \delta_{ж-т}, \quad (1)$$

где $\delta_{ж-г}$, $\delta_{т-г}$, $\delta_{ж-т}$ - удельная свободная поверхностная энергия на границе соответствующих фаз.

Прилипание гидрофобных частиц к пузырькам воздуха определяется работой адгезии минерал - воздух Wат-г;

$$W_{т-г}=\delta_{ж-г}(1+\cos\theta) \quad (2)$$

Плотность агрегата минерал - воздух меньше, чем плотность того же объема пульпы, поэтому он всплывает на поверхность.

Большинство минералов природных руд мало отличаются по смачиваемости друг от друга. Для их разделения необходимо создать условия неодинаковой смачиваемости водой отдельных компонентов породы, для чего применяют разнообразные химические соединения - флотационные

реагенты. Они избирательно усиливают или ослабляют смачиваемость водой, а также прилипаемость к пузырькам воздуха взвешенных минеральных частиц.

Флотационные реагенты – вещества, предназначенные для регулирования и управления флотационным процессом.

Собиратели (коллекторы) используют для уменьшения смачиваемости минералов. Адсорбция собирателя на поверхности минералов повышает их гидрофобность и усиливает эффект избирательности прилипания частиц к пузырькам воздуха. Для флотации сильвина используют катионные собиратели – алифатические амины. Для флотации глинистых шламов в качестве реагента-собирателя используют неонол.

Активаторы способствуют закреплению основного собирателя на активируемых минералах. Аполярный реагент газойль каталитический выполняет функцию активирующей добавки для интенсификации процесса сильвиновой флотации.

Пенообразователи (вспениватели) предназначены для увеличения дисперсности пузырьков воздуха в пульпе, способствуют образованию прочной и устойчивой пены. Для флотации сильвина в качестве пенообразователя используют реагенты оксаль или гликолевый эфир.

Депрессоры (подавители) применяют для подавления флотации сопутствующих минералов в цикле флотации полезного компонента. Применение депрессора позволяет повысить селективность действия собирателя на сильвиновой флотации. На фабрике в качестве депрессора шламов используют карбамидоформальдегидную смолу.

Флокулянты (коагулянты) способствуют соединению (коагуляции) мелких шламовых частиц в крупные агрегаты (флокулы).

Основные факторы, влияющие на процесс флотации сильвина:

- крупность исходного питания, полученная в процессе измельчения и классификации руды;

- плотность (ж:т) питания флотации;

- количество глинистого шлама (н.о.) в питании флотации
- реагентный режим;
- температура пульпы;
- интенсивность аэрации и перемешивания пульпы;
- время флотации;
- равномерность подачи питания;
- тип флотомашины.

5.2 Термодинамический анализ возможности элементарного акта флотации

В соответствии со вторым законом термодинамики элементарный акт флотации возможен, если свободная энергия E_2 (системы после закрепления кристалла на пузырьке) меньше свободной энергии E_1 (системы до закрепления кристалла). В этом случае система из I состояния самопроизвольно переходит во II состояние при условии, что на пути перехода нет энергетического барьера или если системе временно сообщена энергия (энергия активации), достаточная для его преодоления. Чем больше разница в значениях свободной энергии в сравниваемых системах, тем более вероятен переход в состояние с меньшей энергией.

$$E_1 = \sigma_{г-ж} \cdot S_{г-ж} + \sigma_{ж-т} \cdot S_{ж-т} \tag{3}$$

$$E_2 = \sigma_{г-ж} \cdot S'_{г-ж} + \sigma_{ж-т} \cdot S'_{ж-т} + \sigma_{г-т} \cdot S'_{г-т}, \tag{4}$$

где σ - поверхностное натяжение;

S - площадь контакта.

Тогда изменение поверхностной энергии системы при элементарном акте флотации

$$E_1 - E_2 = \sigma_{г-ж} \cdot \left(S_{г-ж} - S'_{г-ж}\right) + \sigma_{ж-т} \cdot \left(S_{ж-т} - S'_{ж-т}\right) - \sigma_{г-т} \cdot S_{г-т}. \tag{5}$$

$$S_{ж-т} - S'_{ж-т} = S_{г-т}, \tag{6}$$

тогда как разность

$S_{г-ж} - S'_{г-ж}$

нельзя принять равной S г-т вследствие деформации пузырьков, особенно маленьких, при закреплении на них минеральных частиц.

Поэтому

$$E_1 - E_2 = \sigma_{г-ж} \cdot \left(S_{г-ж} - S'_{г-ж}\right) + S_{г-т} \cdot \left(\sigma_{ж-т} - \sigma_{г-т}\right). \quad (7)$$

Учитывая, что в равновесных условиях, по правилу Неймана

$$\sigma_{ж-т} - \sigma_{г-т} = -\sigma_{г-ж} \cdot \cos\theta_p \ , \quad (8)$$

где θ_p - равновесный краевой угол, получим

$$E_1 - E_2 = \sigma_{г-ж} \cdot \left(S_{г-ж} - S'_{г-ж}\right) - \sigma_{г-ж} \cdot \cos\theta_p \cdot S_{г-т}. \quad (9)$$

Разделив это выражение на $S_{г-т}$ и обозначив

$$\frac{E_1 - E_2}{S_{г-т}} = F \ ,$$

найдем

$$F = \sigma_{г-т} \cdot \left(\frac{S_{г-ж} - S'_{г-ж}}{S_{г-т}} - \cos\theta_p \right). \quad (10)$$

Величина F - характеризующая изменение поверхностной энергии системы при элементарном акте флотации, отнесенная к единице площади контакта газ – твердое, называется показателем флотируемости. Система перейдет из I состояния во II состояние только при условии, что $F >$ 0 (то есть $E_1 < E_2$). Чем больше значение F, тем вероятнее закрепление кристалла на поверхности раздела жидкость – газ и ее флотация.

При закреплении на пузырьках минеральных кристаллах, размеры которых малы по сравнению с размерами пузырьков (что наблюдается при обычной пенной флотации), то есть деформация пузырьков мала, и можно принять, что

$$\frac{\left(S_{г-ж} - S'_{г-ж}\right)}{S_{г-т}} \approx 1 \ , \quad (11)$$

то выражение для F примет вид

$$F = \sigma_{г-ж} \cdot \left(1 - \cos\theta_p\right), \qquad (12)$$

откуда следует, что, чем больше краевой угол, тем больше показатель флотируемости. При $\theta_p = 0$ показатель флотируемости также равен 0.

5.3 Закрепление частиц на пузырьках

Стадия закрепления частиц на пузырьках характеризуется вероятностью прилипания частиц на пузырьке. Кинетически эта стадия может быть представлена как процесс утончения и разрушения жидкой межфазной пленки между пузырьком и частицей, заканчивающийся образованием начального трехфазного периметра смачивания. В реальных турбулентных флотационных системах на поведение частицы и пузырька воздействуют механические и гидродинамические факторы, что снижает реальную продолжительность времени контакта комплекса «пузырек частица» и, следовательно, время закрепления частицы на пузырьке.

На стадии закрепления частицы на пузырьке воздуха большой интерес представляют кинетические исследования процесса утончения пленки между пузырьком и частицей при их столкновении. Процесс можно подразделить на стадию утончения пленки до критической толщины (hкр) и на стадию образования начального трехфазного периметра смачивания, который следует после спонтанного разрыва пленки между пузырьком и частицей.

Свободная энергия тонкой жидкой пленки определяется силами электростатического (Fe), дисперсионного (Fm) и структурного (Fs) взаимодействия.

При определении пороговых концентрациях электролита (для KCl и NaCl = 0,1 моль/л) энергетический барьер, вызываемый электростатическим взаимодействием, становится равным 0. Исходя из этого, принимаем для нашей системы Fe=0

Тогда, по И.Е. Дзялошинскому $Fm = \frac{A}{6\pi h^3}$, следовательно, для нашего случая условие разрыва жидкой пленки можно записать:

$$Fs + \frac{A}{6\pi h^3} \leq 0 \quad , \qquad (13)$$

Как правило, Fm по мере сближения тел от бесконечности до hкр отвечающего межмолекулярному состоянию при непосредственном контакте, непрерывно уменьшается. Поэтому можно предположить, что определяющей поверхностной силой отталкивания на расстояниях выше hкр в системах, где твердые частицы не гидрофобизированы, является Fs.

В соответствии с Б.В.Дерягиным и Н.В.Чураевым при перекрывании диффузных адсорбционных слоев ПАВ вокруг гидрофобизированных частиц возникает сила взаимодействия, названная адсорбционной структурной составляющей расклинивающего давления, которая может иметь как положительный, так и отрицательный знаки. Количественно описания адсорбционной составляющей пока не разработано.

5.4 Сохранение комплекса пузырёк – частица

В стадию сохранения минерализованного комплекса Pc включают упрочнение прилипания и условия сохранения частицы на пузырьке. Этап прилипания, заканчивающийся возникновением трехфазного периметра смачивания, длится обычно миллисекунды, между тем, для достижения равновесия на границе твердое- жидкость-газ необходимы минуты. поскольку комплекс пузырек- частица до выхода в пену движется в течение секунды, то возможно первоначальное упрочнение контакта гидрофобизированная частица-пузырек. Однако в этот период, за счет турбулентных условий флотации (в частности, в механических флотомашинах) действуют силы отрыва частицы от пузырька. Частица может быть оторвана от пузырька, если силы, способствующие прилипанию, не могут превзойти или уравновесить силы отрыва.

Экспериментальными данными по удержанию частиц на пузырьках после закрепления установлено, что Pc уменьшается с увеличением крупности частиц, скорости потока воды и окружной скорости импллера.

В условиях движущихся потоков по В.И. Мелик-Гайказяну справедливо уравнение:

$q=F_1-F_3$ (14)

где: q – суммарные силы отрыва (сила тяжести, сила трения и др.)

F_1 – сила прилипания (сила поверхностного натяжения)

F_3 – капиллярная сила отрыва (сила капиллярного давления газа в пузырьке)

$$F = \pi \cdot \alpha \cdot \sigma \sin\theta, \quad (15)$$

где: α – диаметр основания пузырька (диаметр периметра контакта), м;

θ – угол наклона поверхности раздела газ-жидкость к горизонту;

σ – поверхностное натяжение на границе жидкость – газ, мН/м.

Произведем расчеты сил, действующих на закрепившуюся на пузырьке частицу н.о. в статических условиях (для среднего диаметра частицы, взятого из наших расчетов).

средний размер частицы d = 0,45 мм или 0,00045 м

средний диаметр пузырька D = 0,86 мм или 0,00086 м

поверхностное натяжение на границе жидкость – газ σ = 60 мН/м = 0,060 Н/м

плотность жидкой фазы ρж = 1235 кг/м^3

плотность твердой фазы ρт = 1950 кг/м^3

Вес частицы в растворе составит:

$q_1 = d_3 \cdot (\rho т - \rho ж) g = 0{,}000453(1950-1235) \cdot 9{,}81 = 0{,}64 \cdot 10\text{-}6$ Н

Найдем капиллярную силу отрыва:

$$F_3 \frac{d^2}{\pi \cdot \sigma \cdot D} = \frac{0{,}00045^2}{3{,}14 \cdot 0{,}06 \cdot 0{,}00086} = 1249{,}81 \cdot 10^{-6} H \quad (16)$$

Рассчитаем силу прилипания (силу поверхностного натяжения):

$F_1 = q + F_3 = 0{,}64 \cdot 10^{-6} + 1249{,}81 \cdot 10^{-6} = 1250{,}45 \cdot 10^{-6}$ (17)

Найдем угол наклона поверхности раздела газ – жидкость к горизонту:

$$\sin\theta = \frac{F_1}{d \cdot \pi \cdot \sigma} = \frac{1250{,}45 \cdot 10^{-6}}{0{,}00086 \cdot 3{,}14 \cdot 0{,}060} = 0.77 \Rightarrow 50^0 42',$$

Произведем расчет сил с учетом того, что инерционные силы в турбулентных потоках флотационных машин достигают величины порядка 50g при неизменной капиллярной силе отрыва F3.

$$q_1' = d^3\left(\rho_m - \rho_{ж}\right)50g = 0.00045^3\left(1950 - 1235\right)50 \cdot 9.81 = 31,96 \cdot 10^{-6} H$$

Рассчитаем силу прилипания:

$$F_1' = F_3 + q_1' = 1249,81 \cdot 10^{-6} + 31,96 \cdot 10^{-6} = 1281,77 \cdot 10^{-6} H$$

По формуле, предложенной Разумовым, можно рассчитать максимальный размер частиц, удерживаемых на пузырьках при пенной флотации. Основными силами, действующими на флотируемую частицу, является центробежная сила отрыва (Pi) и сила прилипания (F). В момент отрыва частицы от пузырька действует равновесие Pi = F. Тогда:

$$d_{м} = \sqrt{\frac{4 \cdot K \cdot \sigma \cdot \sin\theta}{\rho_m \cdot i}} \qquad (18)$$

где: К-отношение действительного периметра контакта к площади верхней грани частицы. Для θ = 60 К = 1;

i – ускорение относительного движения частицы по пузырьку при вихревых движениях суспензии. i = 30 – 50g

$$d_{м} = \sqrt{\frac{4 \cdot 1 \cdot 0,06 \cdot 0,77}{1950 \cdot 40 \cdot 9,81}} = 0,000491\text{м} = 0,491\text{м}$$

5.5 Вероятность флотации

Классический процесс флотации рассматривают как произведение ниженазванных вероятностей.

Вероятность флотации (φ)

$$\varphi = \varphi_{столкновения}\ \varphi_{закрепления} \cdot \varphi_{сохранения} \cdot \varphi_{удержаня} \qquad (19)$$

$\varphi_{столкновения}$ зависит от типа флотомашины и режима её работы, от объёма и метода диспергирования, засасывания воздуха и от условий перемешивания суспензии

$\varphi_{закрепления}$ зависит от гидродинамических параметров процесса и от свойств поверхности, для регулирования которых используются флотореагенты

$\varphi_{сохранения}$ зависит от гидрофобности частиц, прочности прилипания и от условий всплывания минерализованных пузырьков в суспензии

$\varphi_{удержания}$ зависит от турбулентности потоков суспензии в предпенном слое, полноты удаления пены, количества подаваемого во флотомашину воздуха при высокой степени дисперсности.

5.6 Кинетические закономерности флотации

Прохождение процесса во времени в зависимости от различных параметров характеризует кинетику флотации. Развитие процесса во времени охватывает влияние таких параметров как плотность суспензии, крупность частиц, гидродинамику флотоаппаратов. Кинетика флотационного процесса характеризуется зависимостью извлечения ε флотирующегося минерала от времени t, то есть

$$\varepsilon = f(t). \qquad (20)$$

Однофазная модель флотации является наиболее распространенной упрощенной моделью. В этом случае учитываются частицы только в одном состоянии – свободных частиц в суспензии, которое характеризуется уравнением:

$$\frac{d\varepsilon}{dt} = z \cdot \varphi_{закр} \cdot N \cdot (1 - \varepsilon), \qquad (21)$$

где z - коэффициент пропорциональности;

N - число способных минерализоваться пузырьков в единице объема суспензии;

$\varphi_{закр}$ - коэффициент эффективности закрепления.

Если свойства флотируемого минерала, условия флотации постоянны ($\varphi_{закр} = const, N = const$), то

$$\frac{d\varepsilon}{dt} = k \cdot (1 - \varepsilon), \qquad (22)$$

или

$$\varepsilon = 1 - \exp(-k \cdot t). \qquad (23)$$

Если часть полезного компонента тесно связана с пустой породой или находится в неизвлекаемых минералах, то предельное извлечение будет меньше 100 % $(\varepsilon_n < 1)$. В этом случае

$$\varepsilon = \varepsilon_n \cdot [1 - \exp(-kt)]. \qquad (24)$$

В реальных условиях флотируемость отдельных зерен полезного минерала непостоянна, так как она зависит от многих условий: крупности и формы зерен, степени окисленности, наличия тонкодисперсных вкраплений пустой породы. Кроме того, часть полезного минерала всегда находится в сростках, состав которых может быть различным. Поэтому скорость флотации чаще всего описывается уравнением

$$\frac{d\varepsilon}{dt} = k' \cdot (1 - \varepsilon)^n = (1 - \varepsilon) \cdot k \cdot (1 - \varepsilon)^{n-1}, \qquad (25)$$

в котором показатель степени n изменяется от 1 до 6.

Скорость флотации может быть охарактеризована коэффициентом удельной скорости флотации $\ln \frac{1}{1 - \varepsilon}$.

5.7 Расчет диаметра пузырька воздуха

Инерционное осаждение минеральной частицы на пузырьке возможно, если отношение величины её инерционного побега (под воздействием начальной скорости) к радиусу пузырька не ниже определённой критической величины. Это отношение известно как «число Стокса» (К)

При вязком (стоковском) режиме обтекания пузырька К≈1,214

Расчет эффекта зацепления:

$$E = \frac{K}{(K + 0{,}5)^2}, \qquad (26)$$

где К – число Стокса, при вязком стоковском режиме обтекания пузырька К≈1,214

$$E = \frac{1{,}214}{(1{,}214 + 0{,}5)^2} = 0{,}413$$

Для вязкого режима обтекания эффект зацепления:

$$E = \frac{3}{2}\left(\frac{d}{D}\right)^2, \qquad (27)$$

где d – диаметр частицы сильвина, мм;

D – диаметр пузырька воздуха, мм

$$D = \frac{d}{\sqrt{E\frac{2}{3}}} \qquad (28)$$

Для расчета диаметра пузырька возьмем диаметры частиц сильвинита: 0,5 мм; 0,6 мм; 0,7 мм; 0,8 мм; 0,9 мм; 1,0 мм.

Рассчитаем диаметр пузырьков воздуха для всех диаметров частиц по формуле (28):

1. При d = 0,5 мм $D = \frac{0{,}5}{\sqrt{0{,}413\frac{2}{3}}} = 0{,}95$ мм;
2. При d = 0,6 мм $D = \frac{0{,}6}{\sqrt{0{,}413\frac{2}{3}}} = 1{,}14$ мм;
3. При d = 0,7 мм $D = \frac{0{,}7}{\sqrt{0{,}413\frac{2}{3}}} = 1{,}33$ мм;
4. При d = 0,8 мм $D = \frac{0{,}8}{\sqrt{0{,}413\frac{2}{3}}} = 1{,}52$ мм;

5. При d = 0,9 мм $D = \frac{0,9}{\sqrt{0,413\frac{2}{3}}}$ = 1,72 мм;

6. При d = 1,0 мм $D = \frac{1,0}{\sqrt{0,413\frac{2}{3}}}$ = 1,91 мм.

Найдем средний диаметр пузырька:

Dср = (0,95 + 1,14 + 1,33 + 1,52 + 1,72 + 1,91)/6 = 1,43 мм.

5.8 Расчет скорости всплывания пузырька

Основной гидродинамической характеристикой воздушных пузырьков в жидкости является скорость всплывания пузырьков. Для скорости подъема пузырьков на основе теоретических исследований предложена формула:

$$U = g\frac{1}{9}\cdot\frac{R^2\cdot(\rho_{тв}-\rho_0)}{\eta}, \qquad (29)$$

где g - ускорение силы тяжести (9,81 м/с^2)

R - радиус пузырька, м

$\rho_{тв}$ - плотность суспензии (1234 кг/м^3)

ν - кинематическая вязкость суспензии (1,53·10-3 м^2/с)

ρ_0 - плотность воздуха (1,29 кг/м^3)

η - динамическая вязкость суспензии, кг/м ·с

$$\eta = \nu\cdot\rho_{тв} = 1,53\cdot10\text{-}3\cdot1234 = 1,889\cdot10\text{-}3 \text{ кг/м·с} \qquad (30)$$

При $R_1 = \frac{D_1}{2} = \frac{0,95}{2} =$ 0,475 мм

$$U = 9,81\cdot\frac{1}{9}\cdot\frac{0,000475^2\cdot(1234-1,29)}{1,889\cdot10^{-3}} = 0,16 \text{ м/с};$$

При $R_2 = \frac{D_2}{2} = \frac{1,14}{2} =$ 0,57 мм

$$U = 9{,}81 \cdot \frac{1}{9} \cdot \frac{0{,}00057^2 \cdot (1234 - 1{,}29)}{1{,}889 \cdot 10^{-3}} = 0{,}23 \text{ м/с};$$

При $R_3 = \frac{D_3}{2} = \frac{1{,}33}{2} = 0{,}665$ мм

$$U = 9{,}81 \cdot \frac{1}{9} \cdot \frac{0{,}000665^2 \cdot (1234 - 1{,}29)}{1{,}889 \cdot 10^{-3}} = 0{,}31 \text{ м/с};$$

При $R_4 = \frac{D_4}{2} = \frac{1{,}52}{2} = 0{,}76$ мм

$$U = 9{,}81 \cdot \frac{1}{9} \cdot \frac{0{,}00076^2 \cdot (1234 - 1{,}29)}{1{,}889 \cdot 10^{-3}} = 0{,}41 \text{ м/с};$$

При $R_5 = \frac{D_5}{2} = \frac{1{,}72}{2} = 0{,}86$ мм

$$U = 9{,}81 \cdot \frac{1}{9} \cdot \frac{0{,}00086^2 \cdot (1234 - 1{,}29)}{1{,}889 \cdot 10^{-3}} = 0{,}53 \text{ м/с};$$

При $R_6 = \frac{D_6}{2} = \frac{1{,}91}{2} = 0{,}955$ мм

$$U = 9{,}81 \cdot \frac{1}{9} \cdot \frac{0{,}000955^2 \cdot (1234 - 1{,}29)}{1{,}889 \cdot 10^{-3}} = 0{,}65 \text{ м/с}$$

Средняя скорость всплывания пузырьков:

Uср= (0,16 + 0,23 + 0,31 + 0,41 + 0,53 + 0,65)/6 = 0,38 м/с

Построим график зависимости скорости всплывания пузырька от их диаметра. (рис.1)

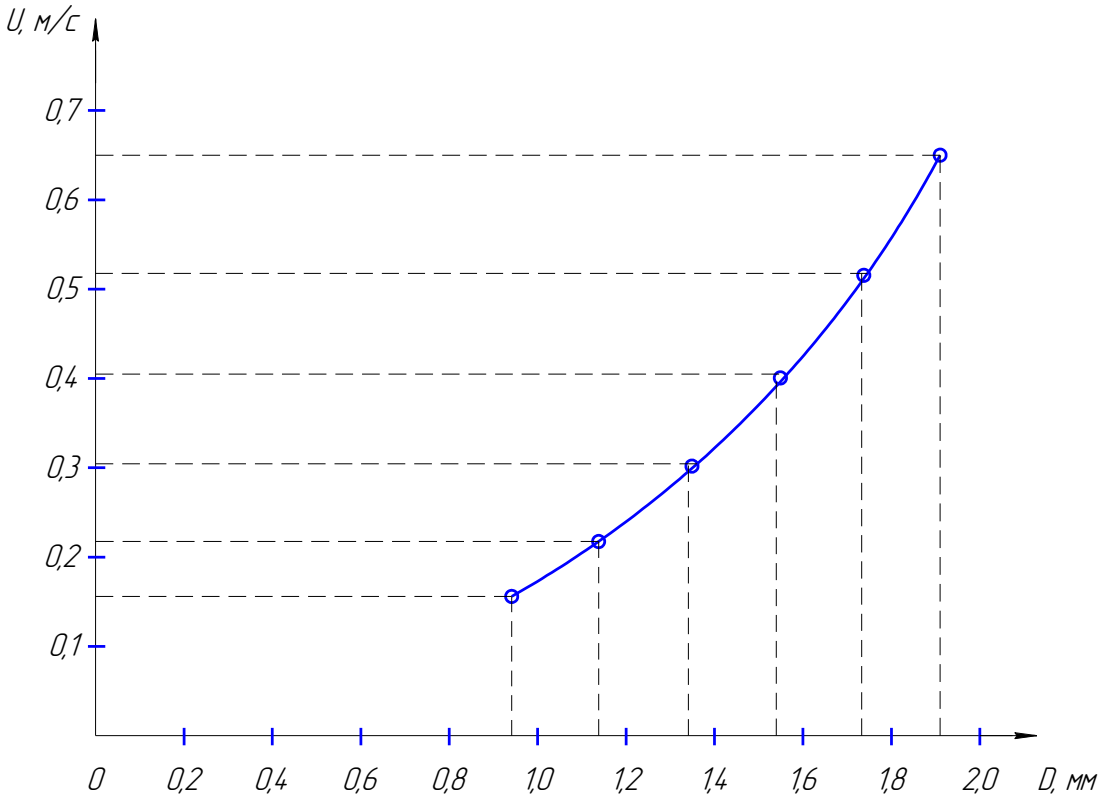


Рис. 1 – График зависимости скорости всплывания пузырька от их диаметра

5.9 Общие выводы из теоретического анализа

Вероятность элементарного акта флотации складывается из следующих условий:

1. Столкновение частиц с пузырьком.
2. Закрепление частицы на пузырьке.
3. Сохранение комплекса пузырёк-частица.
4. Вынос минерализованного пузырька в пену.

Для выполнения данных условий, нужно применять реагенты, которые способствуют закреплению частицы на пузырьке, делая её поверхность гидрофобной, и создают устойчивую пену.

Помимо этого процесс флотации нужно вести в аппарате определённой конструкции, который бы обеспечивал высокую степень аэрации и диспергации воздуха, а также соблюдение всех условий вероятности флотации.

6 ОПИСАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ

6.1 Главное производственное отделение

Сырьем для производства хлористого калия флотационным методом является сильвинит молотый по СТП 7.4.3-12-02 «Сильвинит молотый для производства хлористого калия на БКПРУ-3», поставляемый с БКПРУ-4, и СТП 7.4.3.-09-02 «Сильвинит молотый для производства хлористого калия на БКПРУ-2», поставляемый с БКПРУ-2.

Технологический процесс в главном производственном отделении осуществляется на четырёх технологических секциях и представлен узлами:

- мокрого измельчения, предварительной и поверочной классификации;
- механического обесшламливания;
- шламовой флотации;
- сильвиновой флотации;
- сгущения и обезвоживания продуктов обогащения.

6.1.1 Узел мокрого измельчения, предварительной и поверочной классификации

В отделении измельчения производится мокрое измельчение сильвинитовой руды в стержневых мельницах типа МСЦ-3,2х4,5 в сочетании с процессами предварительной и поверочной классификаций сильвинитовой пульпы на дуговых ситах.

Молотый сильвинит (далее по тексту руда) подается из отделения приемки руды конвейерами поз.4-1, 4-2 на реверсивные надбункерные конвейера поз.М-1 левый (правый) ГПО обогатительной фабрики.

Общая нагрузка по руде на фабрику измеряется конвейерными весами, установленными на конвейерах поз.4-1 и 4-2. Руда распределяется в четыре бункера поз.М-5 в зависимости от работающих секций.

Руда из бункеров поз.М-5 дозируется при помощи шибера на ленточный питающий конвейер поз.М-6, оборудованный конвейерными весами поз.М-7, посредством которых поддерживается определенная нагрузка по руде на секцию.

После конвейера поз.М-6 по схеме установлены дуговые сита поз.М-8 предварительной классификации площадью просеивания 2,1 $м^2$, радиусом закругления 1,5 м с шириной щели шпальтовой сетки 1,6 мм. (В зависимости от необходимой крупности питания шламовой флотации ширина щели может меняться от 1,4 до 2,0 мм).

На первой секции после бункеров поз.М-5-1 и поз.М-5-2 руда проходит предварительную классификацию на 2-х каскадах дуговых сит поз.М-8А и М-8. Надрешетный продукт направляется в стержневую мельницу поз.М-10-1 для измельчения, подрешетный продукт самотеком поступает на дуговые сита поз.М-8.

На второй и третьей секциях руда из бункеров поз.М-5-3 и М-5-4 проходит предварительную классификацию на двух каскадах дуговых сит поз.М-8А и М-8.

Для транспортировки руды в течки конвейеров поз.М-6 подается оборотный маточный раствор с плотностью (1235±5) $кг/м^3$ и температурой не менее 15 ^oC.

На 1-й секции установлено 4 дуговых сита поз.М-8А и 4 дуговых сита поз.М-8. На второй секции - 2 дуговых сита поз.М-8А и 2 сита поз. М-8, на третьей - 2 сита поз. М-8А и 2 сита поз.М-8.

Подрешетные продукты дуговых сит поз.М-8 и М-8А предварительной классификации крупностью от 0 до 1,0 мм самотеком поступают в зумпф поз.М-13, куда также подаются подрешетные продукты дуговых сит поверочной классификации поз.М-9А и М-9.

Надрешетный продукт дуговых сит поз.М-8 крупностью более 1,0 мм самотеком направляется в стержневую мельницу поз.М-10 для измельчения до крупности от 0 до 1,0 мм.

Слив мельницы с массовым соотношением жидкого и твердого (Ж:Т=0,9 плотность суспензии (1580±20) кг/м^3), поступает в зумпф поз.М-11, где разбавляется маточным щелоком до Ж:Т=1,2, откуда насосом поз.М-12 перекачивается в пульподелитель поз.П-2 (отм.+18,60 м) и распределяется на дуговые сита поверочной классификации поз.М-9А площадью просеивания 2,1 м^2 с радиусом закругления 1,5 м и шириной щели 1,6 мм. Надрешетный продукт дуговых сит поз.М-9А дополнительно классифицируется по классу 0,8 мм на дуговых ситах поверочной классификации поз.М-9.

Сита поз.М-9А и М-9 работают в замкнутом цикле со стержневой мельницей поз.М-10. Надрешетный продукт дуговых сит поверочной классификации поз.М-9 крупностью более 0,8 мм возвращается на доизмельчение в стержневую мельницу.

Подрешетные продукты дуговых сит поз.М-9А и М-9 самотеком поступают в зумпф поз.М-13. На каждой секции установлено два дуговых сита поз.М-9А и два дуговых сита поз.М-9.

Пропускная способность дуговых сит зависит от величины щели питающей коробки. Для нормальной работы дугового сита необходимо регулировать слой суспензии над шпальтовой решеткой путем увеличения или уменьшения ширины щели питающей коробки. Эффективность классификации суспензии на дуговых ситах зависит от плотности их питания, удельной нагрузки на сита, распределении потока на сите. Настройка процесса классификации на дуговых ситах осуществляется визуально.

На процесс измельчения в стержневой мельнице влияют: величина нагрузки по исходной руде, физические свойства и гранулометрический состав руды, характеристика стержневой нагрузки (диаметр стержней и их вес).

При постоянной нагрузке по руде, без изменения ее крупности и физических свойств, подачей маточника в мельницу регулируется крупность помола руды. Чем плотнее исходная суспензия, тем степень измельчения

выше и наоборот, однако, при чрезмерном уменьшении подачи маточного раствора в стержневую мельницу плотность и вязкость суспензии настолько возрастает, что резко снижает эффект удара стержней, в результате чего эффективность измельчения падает, помол укрупняется, что ведет к росту циркуляционной нагрузки.

При разбавленных суспензиях наблюдается быстрый износ футеровки и стержней, кроме того, происходит укрупнение измельченного продукта, вследствие высоких скоростей движения суспензии в мельнице, в результате возрастает циркуляционная нагрузка.

По опыту работы стержневых мельниц при измельчении сильвинитовой руды рекомендуется поддерживать стержневую нагрузку массой 50 тонн при нагрузке на секцию по руде (240±10) т/ч. Используются одноразмерные стержни диаметром 80 мм или разноразмерные диаметрами 120 и 80 мм в массовом соотношении 1:2.

Мощность электродвигателя стержневой мельницы 890 кВт, число оборотов в минуту - 167.

В отделение измельчения насосом поз.О-20 подается разгрузка сгустителя поз.О-18, предназначенного для сбора проливов и смывов с полов отделений малого и большого сгущения, и распределяется пульподелителями поз.П-3 и П-4 по зумпфам поз.М-13 I, II, III секций в зависимости от количества работающих секций и производительности их по руде.

6.1.2 Узел механического обесшламливания

Предварительная операция обесшламливания суспензии руды чрезвычайно важна, так как применяемый для флотации сильвина катионный реагент-собиратель-амин (C_{16}-C_{20}) чувствителен к присутствию глинистых шламов в исходной для флотации суспензии. Нерастворимые шламы адсорбируют на своей развитой поверхности амины и снижают эффективность флотации сильвина и резко увеличивают расход реагента.

Процесс предварительного удаления глинисто-карбонатных шламов из суспензии руды осуществляется в две стадии:

I стадия - механическое обесшламливание в гидроциклонах поз.О-2 и гидросепараторах поз.О-3;

II стадия - шламовая флотация.

На стадии механического обесшламливания суспензия из зумпфа поз.М-13 насосом поз.М-14 перекачивается на гидроциклоны поз.О-2. Слив гидроциклонов самотеком подается в гидросепаратор поз.О-3, а пески поступают в зумпф поз.Ф-1 и являются исходным питанием шламовой флотации.

По схеме предусмотрено 2 батареи гидроциклонов ГЦ-710 (1-я рабочая, 2-я резервная). Каждая батарея состоит из 4-х гидроциклонов. Все гидроциклоны футерованы каменным литьем.

Разделение суспензии в гидроциклонах происходит по фракции 0,2 мм. Производительность одного гидроциклона 200-350 $м^3$/ч. При нагрузке на секцию по руде (240±10) т/ч оптимальные показатели работы узла механического обесшламливания достигаются при соблюдении следующих параметров:

- соотношение Ж:Т в исходном питании = 4,0;
- диаметр пескового насадка – 90-100 мм;
- диаметр сливного патрубка - 150 мм;
- давление пульпы на входе в гидроциклон (0,10±0,04) МПа (1,0±0,4) кгс/$см^2$);
- число работающих гидроциклонов – 3-4 шт.

Слив гидроциклонов с соотношением Ж:Т = 19,3 самотеком поступает в гидросепаратор поз.О-3 диаметром 15 м с центральным приводом.

Пески гидроциклонов поз. О-2 с соотношением Ж:Т = 0,9 вместе с разгрузкой гидросепаратора поз.О-3 подаются на основную шламовую флотацию в зумпф поз.Ф-1 и через пульподелитель поз.П-5 распределяются по двум десятикамерным флотомашинам поз. Ф-2А и Ф-2Б.

6.1.3 Шламовая флотация

Удаление глинисто-карбонатных шламов из сильвинитовой пульпы на II-й стадии обесшламливания осуществляется методом флотации шламов.

В качестве реагента-флокулянта (образователя флокул) шламов используется водный раствор полиакриламида (ПАА) с массовой долей основного вещества (0,08±0,01) %. Реагентами-собирателями для шламовой флотации являются Неонол различных марок, используемый в виде водного раствора с массовой долей основного вещества (7,0±1,0) % или деэмульгатор нефтяных эмульсий ОЖК, используемый в виде раствора с массовой долей основного вещества (10,0±1,0) %.

Суспензия руды крупностью от 0 до 1,0 мм из зумпфа поз.Ф-1 через пульподелитель поз.П-5 поступает на основную шламовую флотацию, осуществляемую в механических флотационных машинах ФКМ-6,3 КС поз.Ф-2А, Ф-2Б. Объем одной камеры флотомашины 6,3 $м^3$. На каждой секции установлено по две десятикамерные машины с «кипящим» слоем, имеющие горизонтальную решетку, разделяющую камеру на два отделения: нижнее-отделение аэрации и диспергации и верхнее - минерализации и флотации.

Создание «кипящего» или взвешенного слоя над поверхностью решетки обеспечивается непрерывной подачей аэрированных потоков жидкости из зоны аэрации и диспергации.

Флотомашины оснащены загрузочными и разгрузочными карманами, шибером с пневмоприводом для регулирования уровня пульпы в камере, донными клапанами для аварийной разгрузки машины.

Плотность питания основной шламовой флотации 1360-1375 $кг/м^3$ (Ж:Т=3,3) достигается подачей оборотного маточного раствора в зумпф поз.Ф-1 и загрузочные карманы флотомашин поз.Ф-2А и Ф-2Б.

Время основной шламовой флотации в машинах ФКМ-6,3 КС составляет 7,8 минуты. В летний период при температуре маточного щелока выше 30 ^oC или при использовании в производстве руды БКПРУ-2 возможна

подача в разгрузочный карман флотомашин поз. Ф-2А и Ф-2Б смолы КС-МФ в натуральном виде или в виде водного раствора в качестве депрессора шламов.

Пенный продукт основной шламовой флотации самотеком направляется в пульподелитель поз.П-6, из которого на перечистную операцию шламов в шестикамерную флотомашину поз.Ф-3.

Время перечистной флотации шламов 13,9 минут. Соотношение питания перечистной флотации Ж:Т=9,0 достигается подачей оборотного маточного раствора в желоба флотомашин поз. Ф-2А, Ф-2Б.

Из шестикамерной флотомашины поз.Ф-3 пенный продукт перечистной шламовой флотации направляется самотеком в зумпф поз.О-6, а камерный продукт поступает в зумпф поз.Ф-11 и далее в отделение измельчения и классификации.

6.1.4 Сильвиновая флотация

Камерный продукт основной шламовой флотации поступает на основную сильвиновую флотацию поз.Ф-5А, Ф-5Б.

Сильвиновая флотация осуществляется в двух восьмикамерных флотомашинах с полезным объемом каждой камеры 6 $м^3$. Расход воздуха, поступающего в камеру, составляет 1,2-1,5 $м^3$/мин.

Флотомашина оснащена загрузочными и разгрузочными карманами, шибером с пневмоприводом для регулирования уровня пульпы в камере, донными клапанами для аварийной разгрузки машины.

Плотность питания основной сильвиновой флотации 1360-1345 кг/$м^3$ (Ж:Т= 3,8) достигается подачей оборотного маточного раствора в голову основной сильвиновой флотации.

Для флотации сильвина предусмотрена подача эмульсии амин-активатор-вспениватель с массовой долей амина (0,8±0,1) %. Перед подачей на флотацию эмульсия подогревается в теплообменнике до температуры (55±5) ^{o}С.

Время основной сильвиновой флотации, рассчитанное по данным качественно-количественной схемы составляет 5,4 минуты.

Пенный продукт I-ой камеры основной сильвиновой флотации самотеком поступает на первую перечистную операцию в четырехкамерную флотомашину ФКМ-63 поз.Ф-6. Пенный продукт 2-й-8-й камер через пульподелитель поз.П-7 пульпоподъемником поз.Ф-9 перекачивается на операцию контрольной классификации - дуговое сито поз.Ф-9А с целью выведения крупных фракций концентрата в готовый продукт. Для выщелачивания хлористого натрия на дуговое сито поз. Ф-9А подается промышленная вода с расходом (1,0±0,2) $м^3$/ч на 100 тонн руды. Площадь просеивающей поверхности дугового сита - 2,1 $м^2$, радиус закругления - 1,5 м, ширина цели шпальтовой решетки 1,2 мм. Подрешетный продукт сита поз.Ф-9А направляется в голову I-ой перечистной операции. Надрешетный продукт с соотношением Ж:Т=1,0 самотеком поступает в мешалку поз.К-10.

Пенный продукт основной сильвиновой флотации может полностью подаваться через пульподелитель поз.П-7 на I стадию перечистной флотации в флотомашину поз. Ф-6, исключая пульпоподъемник поз.Ф-9 и сито чернового концентрата поз.Ф-9А.

I-я перечистная флотация оснащена четырехкамерными флотомашинами поз.Ф-6 с осевыми блок-импеллерами БИ-4.

Пенный продукт I-й перечистки подвергается П-й перечистной операции в четырехкамерной флотомашине ФКМ-63 поз.Ф-7 и далее Ш-й перечистной операции в четырехкамерной флотомашине поз.Ф-8. После этой операции пенный продукт самотеком поступает в мешалку поз.К-10.

Камерные продукты I, II, и III-й перечистных операций сильвина поступают в сгуститель промежуточных продуктов поз.Ф-10.

	Ж:Т питания	Время флотации
I перечистной операции	4,6	3,5 мин
П перечистной операции	4,0	5,0 мин
Ш перечистной операции	4,0	5,1 мин

Плотность питания I, II и III-й перечистных операций достигается подачей оборотного маточного раствора в желоба флотомашин поз.Ф-5, Ф-6, Ф-7.

Камерный продукт основной сильвиновой флотации поз.Ф-5А и Ф-5Б, представляющий собой галитовые отходы, поступает самотеком в зумпф поз.Ф-13 и насосом поз.Ф-14 перекачивается на гидроциклоны поз.Х-2.

Реагенты, необходимые для ведения процесса обогащения, закачиваются из реагентного отделения в емкости на отм. +34 м главного производственного участка и распределяются следующим образом:

-емкости №№ 1, 2 - водная эмульсия амина с массовой долей амина (0,8±0,1) %;

-емкости №№ 6, 7, 8, 9 - раствор ПАА с массовой долей основного вещества (0,08±0,01) %;

-емкости №№ 10, 11 - раствор ОЖК с массовой долей основного вещества

(7,0±1,0) %.

Объем каждой емкости 40 $м^3$.

Распределение растворов реагентов из емкостей в отделениях флотации и большого сгущения производится самотеком по трубопроводам и дозируется запорной арматурой.

Подача смолы КС-МФ осуществляется самотеком из емкостей объемом 1 $м^3$, установленных на отм.+18,60 м. Регулировка расхода смолы осуществляется с помощью игольчатых вентилей.

6.1.5 Сгущение и обезвоживание продуктов обогащения

Включение в технологию операции обезвоживания обусловлено требованиями, предъявляемыми к конечным продуктам обогащения по влажности, а также необходимостью возврата маточного раствора в процесс.

Обезвоживание продуктов обогащения осуществляется на ленточных вакуум-фильтрах.

6.1.5.1 Сгущение и обезвоживание галитовых отходов

Камерный продукт флотомашин поз.Ф-5(А,Б) основной сильвиновой флотации представляет собой галитовые отходы, которые самотеком поступают в зумпф поз.Ф-13, откуда насосом поз.Ф-14 перекачивается для сгущения на гидроциклоны поз.Х-2.

На каждой секции установлены две батареи гидроциклонов (1 рабочая, 1 резервная) по четыре гидроциклона ГЦ-500 в каждой батарее.

Давление на входе в гидроциклон (0,12±0,04) МПа.

Сгущенные пески гидроциклонов подаются на ленточные вакуум-фильтры поз.Х-3, где происходит их обезвоживание до массовой доли воды не более 7,0%. На каждой секции установлены по два ленточных вакуум-фильтра (1 в работе, 1 в резерве) типа BF-10 со сходящим полотном и площадью фильтрования 10 м^2.

Отфильтрованные галитовые отходы системой ленточных конвейеров поз.Х-6 и поз.Х-7 транспортируются на участок удаления отходов.

6.1.5.2 Сгущение шламов

Флотационные шламы из зумпфа поз.О-6 насосами поз.О-7 через пульподелитель поз.О-7А подаются в сгустители диаметром 30 м с периферичесим приводом поз.О-8(2), О-8(3), О-8(4) и А-9 для сгущения шламов и осветления оборотного маточного раствора.

Сгущенные шламы с соотношением Ж:Т не более 2,0 из сгустителя поз. О-8(2) и О-8(4) поступают в зумпф поз.О-9, откуда перекачиваются насосами поз.О-10 в зумпф поз.О-39, сгущенные шламы сгустителей поз.О-8(3) и А-9 поступают в зумпф поз.О-39 самотеком.

Для увеличения скорости осветления суспензии в шламовые сгустители подается раствор полиакриламида (ПАА) с массовой долей основного вещества (0,08±0,01) %.

В зумпф поз. О-39 кроме разгрузки шламовых сгустителей для транспортировки шламов на шламохранилище подаются кислые стоки сушильного отделения, смыв с полов реагентного отделения, насосами поз.549 и 550 рассолы 1-го и 2-го рассолосборников участка удаления отходов, откачка смывов с полов отделения большого сгущения, рассол со станции оборотного рассола, ливневые воды пруда накопителя. Из поз. О-39 суспензия насосами поз. О-40 откачиваются на шламохранилище.

Осветленный слив сгустителей, являющийся маточным раствором, поступает в емкость оборотного маточного раствора поз. ОМ и используется в технологии обогащения.

6.1.5.3 Обезвоживание концентрата

Пенный продукт третьей перечистной операции с соотношением Ж:Т = 1,0 из флотомашины поз.Ф-8, надрешетный продукт дугового сита классификации чернового концентрата поз.Ф-9А, с соотношением Ж:Т=1,0 и пески гидроциклонов поз.К-17 с соотношением Ж:Т=4,0 поступают самотеком в мешалку поз.К-10 I, II и III секций.

Из горизонтальной мешалки поз.К-10 концентрат распределяется по ленточным вакуум-фильтрам поз.К-11А типа BF-10 со сходящим полотном и площадью фильтрования 10 м^2, производительностью до 35 т/ч. Ленточные вакуум-фильтры оборудованы паровыми камерами, для обработки влажного концентрата водяным паром с целью снижения остаточной влаги. Вакуум на ленточных фильтрах поз.К-11А создаётся поршневыми вакуум-насосами, находящимися в помещении вакуум-насосной в ГПО.

Обезвоживание концентрата осуществляется по следующей схеме:

	I секция	П секция	Ш секция
Ленточные вакуум-фильтры	поз.К-11А-1 К-11А-2	поз.К-11А-1 К-11А-2, К-11А-5	поз.К-11А-3 К-11А-4

Фильтрат и смыв с поддонов ленточных вакуум-фильтров собирается в зумпф поз.К-14 и оттуда насосом поз.К-15 перекачивается в зумпф поз.К-16 на отм.+34 м, откуда поступает на сгущение в гидроциклоны поз.К-17. Зумпф поз.К-16 оборудован переливной трубой, по которой избыток фильтрата возвращается в зумпф поз.К-14. Для сгущения фильтрата на отм.+24 м установлены гидроциклоны марки ГЦ - 500 – 4 штуки с диаметром насадки 50 мм.

В зависимости от объёма фильтрата, поступающего на сгущение, в работе находится один или два гидроциклона, остальные гидроциклоны находятся в резерве.

Слив гидроциклонов поз.К-17 поступает в пульподелитель поз.К-18, где распределяется по сгустителям поз.Ф-10(1, 2, 3), в зависимости от работающих секций.

В период ремонта схемы сгущения фильтрата фильтрат и смыв с поддонов поступает в сгуститель сточных вод поз.О-18.

Обезвоженный концентрат с массовой долей воды не более 6,0 % системой конвейеров поз.К-12 и поз.5А транспортируется в сушильное отделение.

6.1.5.4 Схема утилизации проливов и смывов с полов

Проливы и смывы с полов отделений измельчения, флотации и малого сгущения в главном производственном отделении поступают в сборный коллектор-канаву, проходящий вдоль оси “Д”, далее в приямки откуда насосами поз.628, 629, 520, 521 перекачиваются в бак откачки, расположенный на отм.+6,0 м, и затем в сгустители поз.О-18 или поз.Х-12.

Разгрузка сгустителя сточных вод поз.О-18 направляется в отделение измельчения в зумпфы поз.М-13 или в поз.О-39. Слив поз.О-18 собирается в емкость под сгустителем и насосами поз.627, 626 откачивается в питание сгустителей поз.О-8 (2, 3, 4), поз.А-9, на поверхность хвостовых сгустителей поз.Х-12 (1, 2, 3) и на малое сгущение для подпитки насосов откачки поз.628,

629, 520, 521, а также для размывки и заполнения сгустителей поз.Ф-10 (1, 2, 3), гидросепараторов поз.О-3 (1, 2, 3) после их опорожнения или в поз.О-39.

Проливы и смывы отделения большого сгущения перекачиваются насосами поз.522, 523, 524 в баки откачки сгустителей поз.О-8(2, 3, 4), поз.А-9 или при угрозе подтопления отделения сбрасываются в зумпф поз.О-39 и далее на шламохранилище. В случае работы насосов поз.522, поз.523 проливы и смывы перекачиваются в бак откачки сгустителей поз.О-8-2, поз.О-8-3, откуда распределяются по сгустителям или по переливной трубе поступают в зумпф поз.О-39. В случае работы насоса поз.524 проливы и смывы перекачиваются в баки откачки сгустителей поз.О-8(4), А-9 или в зумпф поз.О-39.

7 МАТЕРИАЛЬНЫЙ БАЛАНС

Материальный баланс – это расчет качественных и количественных характеристик процесса обогащения по потокам, анализ эффективности технологического процесса.

В главном корпусе входными составляющими баланса являются:

1. исходная руда;
2. рассол со шламохранища;
3. промышленная вода.

При переработке руды образуются следующие продукты:

1. концентрат;
2. отвальные хвосты;
3. отвальные шламы.

7.1 Расчёт качественно – количественной схемы

7.1.1 Основные показатели расчёта качественно – количественных схем

Qтв – количество твердой фазы в продукте, т/ч;

Qж – количество жидкой фазы в продукте, т/ч;

γ – выход продукта по отношению к исходному питанию;

m – плотность продукта (ж:т);

Vп – объем продукта, $м^3$/ч;

β_{KCl}, βн.о. – содержание KCl и нерастворимого остатка в продукте, %;

E_{KCl}, Ен.о. – извлечение KCl и нерастворимого остатка в продукт, %;

Исходные и расчетные показатели в схеме могут связываться различными соотношениями:

$$\gamma_1 = \gamma_2 + \gamma_3 \quad (31)$$

$$\gamma_1 \cdot \beta_1 = \gamma_2 \cdot \beta_2 + \gamma_3 \cdot \beta_3 \quad (32)$$

$$V_п = \frac{Q_T}{2,1} + \frac{Q_ж}{1,235} \quad (33)$$

$$Q_ж = m \cdot Q_{тв} \quad (34)$$

7.1.2 Расчёт качественно – количественной схемы процесса обезвоживания галитовых отходов

В процесс обезвоживания на гидроциклоны поз.Х-2 посупает галитовый отвал основной сильвиновой флотации, содержащий:

1. γ=65,3 %,
2. β_{KCl}=1,4 %,
3. Ж:Т=4,5,

Показатели песков: β_{KCl}=1,2%, Ж:Т=1, показатели слива: β_{KCl}=3,7%, Ж:Т=47,1;

$$\gamma = \gamma_{(п)} + \gamma_{(сл)}$$

$$\gamma \cdot \beta_{KCl} = \gamma_{(п)} \cdot \beta_{KCl\,(п)} + \gamma_{(сл)} \cdot \beta_{KCl\,(сл)}$$

Из данной системы уравнений выходы песков и слива гидроциклонов:

$$\gamma_{(п)} = \frac{\gamma \cdot (\beta_{KCl} - \beta_{KCl(сл)})}{\beta_{KCl(п)} - \beta_{KCl(сл)}} \quad (35)$$

$$\gamma_{(п)} = \frac{65,3 \cdot (1,4 - 3,7)}{1,2 - 3,7} = 60,1\%;$$

$$\gamma_{(сл)} = \gamma - \gamma_{(п)} = 65,3 - 60,1 = 5,2\ \%;$$

Содержание твёрдой фазы в продуктах разделения

$$Q_{тв(п)} = \frac{\gamma_{(п)} \cdot Q_p}{100} = \frac{60{,}1 \cdot 240}{100} = 144{,}2 т/ч \quad (36)$$

$$Q_{тв(сл)} = \frac{\gamma_{(сл)} \cdot Q_p}{100} = \frac{5{,}2 \cdot 240}{100} = 12{,}4 т/ч$$

Содержание жидкой фазы в песках и сливе гидроциклонов

Qж $_{(п)}$ = Qтв $_{(п)}$ · т $_{(п)}$ = 144,2 · 1 = 144,2 т/ч

Qж $_{(сл)}$ = 12,4 · 47,1 = 584 т/ч

Извлечение хлорида калия в пески и слив гидроциклонов:

$$\varepsilon_{KCl(п)} = \frac{\gamma_{(п)} \cdot \beta_{KCl(п)}}{\alpha_{KCl}} \quad (37)$$

$$\varepsilon_{KCl(п)} = \frac{60{,}1 \cdot 1{,}2}{30{,}5} = 2{,}3\%,$$

$$\varepsilon_{KCl(сл)} = \frac{\gamma_{(сл)} \cdot \beta_{KCl(сл)}}{\alpha_{KCl}} = \frac{5{,}2 \cdot 3{,}7}{30{,}5} = 0{,}6\%,$$

Объемы сливов и песков гидроциклонов:

$$V_{п(п)} = \frac{Q_{тв(п)}}{2{,}1} + \frac{Q_{ж(п)}}{1{,}235} = \frac{144{,}2}{2{,}1} + \frac{144{,}2}{1{,}235} = 68{,}67 + 116{,}76 = 185{,}4 м^3/ч,$$

$$V_{п(сл)} = \frac{Q_{тв(сл)}}{2{,}1} + \frac{Q_{ж(сл)}}{1{,}235} = \frac{12{,}4}{2{,}1} + \frac{584}{1{,}235} = 5{,}9 + 472{,}87 = 478{,}8 м^3/ч,$$

Пески гидроциклонов поз. Х-2 поступают на ленточные вакуум-фильтры поз. Х-3. Показатели осадка: β_{KCl}=1,19%, W=6,6% - влажность, γ=59,4%. Показатели фильтрата: β_{KCl}=1,3%, γ=0,9 %.

$\gamma = \gamma_{(ос)} + \gamma_{(ф)}$

$\gamma \cdot \beta_{KCl} = \gamma_{(ос)} \cdot \beta_{KCl\,(ос)} + \gamma_{(ф)} \cdot \beta_{KCl\,(ф)}$

Из данной системы уравнений выходы осадка и фильтрата равны:

$$\gamma_{(ос)} = \frac{\gamma \cdot (\beta_{KCl} - \beta_{KCl(ф)})}{\beta_{KCl(ос)} - \beta_{KCl(ф)}},$$

$$\gamma_{(ос)} = \frac{60{,}1 \cdot (1{,}2 - 1{,}3)}{1{,}19 - 1{,}3} = 54{,}6\%,$$

$\gamma_{(ф)} = \gamma - \gamma_{(ос)} = 60,1 – 54,6 = 5,5$ %

Содержание твёрдой фазы в осадке и фильтрате:

$$Q_{тв(ос)} = \frac{\gamma_{(ос)} \cdot Q_p}{100} = \frac{54,6 \cdot 240}{100} = 131 т/ч,$$

$$Q_{тв(ф)} = \frac{\gamma_{(ф)} \cdot Q_p}{100} = \frac{5,5 \cdot 240}{100} = 13,2 т/ч,$$

Содержание жидкой фазы в осадке и фильтрате:

$Qж_{(ос)} = Qтв_{(ос)} \cdot W_{(ос)} = 131 \cdot 0,066 = 8,6$ т/ч

$Qж_{(ф)} = 144,2-8,6 = 135,6$ т/ч

Извлечение хлорида калия в осадок и фильтрат:

$$\varepsilon_{KCl} = \frac{\gamma \cdot \beta_{KCl}}{\alpha_{KCl}},$$

$$\varepsilon_{KCl(ос)} = \frac{54,6 \cdot 1,19}{30,5} = 2,1\%,$$

$$\varepsilon_{KCl(ф)} = \frac{\gamma_{(ф)} \cdot \beta_{KCl(ф)}}{\alpha_{KCl}} = \frac{5,5 \cdot 1,3}{30,5} = 0,2\%,$$

Объемы продуктов:

$$V_{п(ос)} = \frac{Q_{тв(ос)}}{2,1} + \frac{Q_{ж(ос)}}{1,235} = \frac{131}{2,1} + \frac{8,6}{1,235} = 69,3 м^3/ч,$$

$$V_{п(ф)} = \frac{Q_{тв(ф)}}{2,1} + \frac{Q_{ж(ф)}}{1,235} = \frac{13,2}{2,1} + \frac{135,6}{1,235} = 6,28 + 109,8 = 116,1 м^3/ч,$$

К фильтрату, идущему после вакуум-фильтров поз. Х-3 добавляют слив гидроциклонов поз. Х-2 и всё это поступает на сгущение в сгуститель поз. Х-12.

$\gamma = \gamma_{(сл)} + \gamma_{(ф)} = 5,2+5,5=10,7\%$,

$Q_{тв} = 13,2 + 12,4 = 25,6 т/ч$,

Qж=135,6+584=719,6 т/ч,

$V_п = 116,1 + 478,8 = 594,9 м^3/ч$,

$$\beta ксе = \frac{\gamma_{сл} \cdot \beta ксе_{сл} + \gamma_ф \cdot \beta ксе_ф}{\gamma} = \frac{5,2 \cdot 3,7 + 5,5 \cdot 1,3}{10,7} = 9,6\%,$$

$$\varepsilon_{KCl} = \varepsilon_{KCl(сл)} + \varepsilon_{KCl(ф)} = 0{,}6 + 0{,}2 = 0{,}8\%.$$

Результаты материального баланса процесса обезвоживания галитового отвала представлены на рис.2:

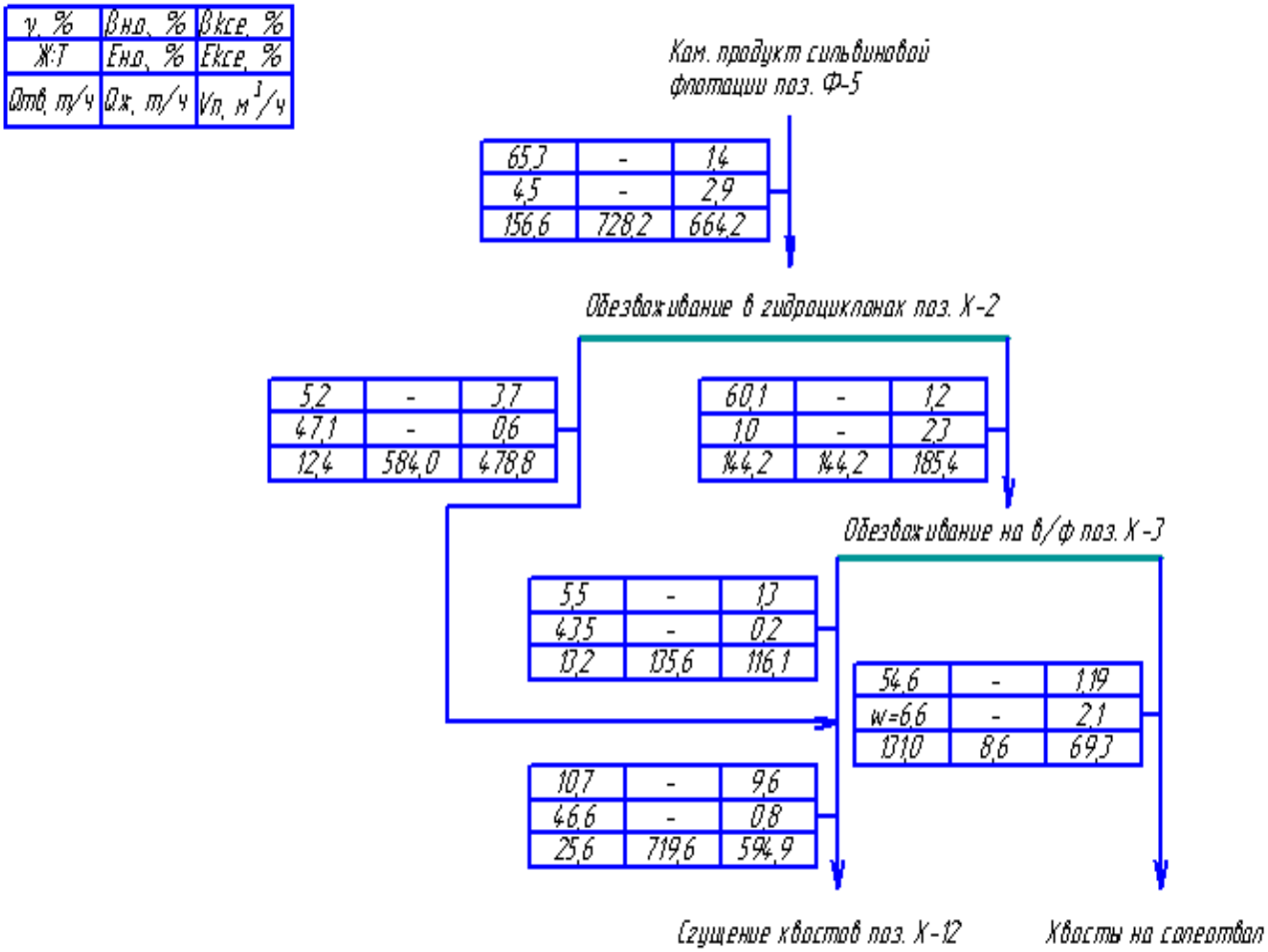


Рис. 2 - Качественно-количественная схема обезвоживания галитового отвала

7.2 Водный баланс

Водный баланс – это постатейный расчет количества воды, поступившей в процесс и уходящей из процесса с конечными продуктами.

$$Wp + \Sigma Wпр = \Sigma Wкон, \qquad (38)$$

где Wp – количество воды, поступившей с рудой;

Σ Wпр – суммарное количество воды, вводимой в процесс;

Σ Wкон – суммарное количество воды, выходящей из процесса с конечными продуктами

Статьи прихода воды на основе регламентных данных.

Статьи расхода согласно требованиями к конечной продукции.

Процесс обогащения сильвинита – это процесс с водорастворимыми солями и дебаланс по воде приведет к дополнительным потерям извлечения KCl .

$$\Delta E = \frac{(\Sigma Qв_1 - \Sigma Qв_2) \cdot a \cdot 100}{в \cdot Q_p \cdot \alpha_p}, \qquad (39)$$

где ΔE – потери извлечения, %;

$\Sigma Qв_1$ – вода, вводимая в процесс, т/ч;

$\Sigma Qв_2$ – вода, уходящая из процесса, т/ч;

а – массовая доля KCl, доли;

в – массовая доля воды, доли;

Qр – нагрузка на секцию по руде, т;

$\alpha_р$ – массовая доля KCl в руде, %

Водный баланс составляется на основании результатов технологического баланса продуктов обогащения и норм расхода реагентов на 1 тонну 95% хлорида калия. Расчет расхода воды произведен на 100 тонн руды.

В процесс вводится вода:

1. С исходной рудой:

Wр=100·0,011=1,1 т,

где 0,011- влажность руды

2. С реагентами:

а) с раствором аминов:

Расход амина в натуре составляет 0,210 кг на 1 т 95% хлористого калия, что соответствует следующему расходу первичных аминов с массовой долей 0,86:

$$Q_a = \frac{0{,}86 \cdot 0{,}21 \cdot 100}{3{,}63} = 4{,}98$$ кг на 100 т руды,

где 3,63 – расходный коэффициент по руде (натура);

0,86 – массовая доля первичных аминов

Вода с водным раствором амина с массовой долей 0,8% вводится:

$$W_a = \frac{4{,}98 \cdot (100 - 0{,}8)}{0{,}8 \cdot 1000} = 0{,}62$$ т

б) с активатором газойлем:

Расход газойля 0,031 кг на 1 т хлорида калия.

Расход газойля на 100 тонн руды равен:

$$Q_{газ.} = \frac{0{,}031 \cdot 100}{3{,}63} = 0{,}85$$ кг.

Расход воды с 0,12% водным раствором газойля составит:

$$W_{газ.} = \frac{0{,}85 \cdot (100 - 0{,}12)}{0{,}12 \cdot 1000} = 0{,}7$$ т.

в) с гликолевым эфиром:

Расход эфира 0,058 кг на 1 т хлорида калия.

Расход эфира на 100 тонн руды равен:

$$Q_{эф.} = \frac{0{,}058 \cdot 100}{3{,}63} = 1{,}6$$ кг.

Расход воды с 0,2% водным раствором гликолевого эфира составит:

$$W_{эф.} = \frac{1{,}6 \cdot (100 - 0{,}2)}{0{,}2 \cdot 1000} = 0{,}8$$ т.

г) с собирателем шламов - этомином:

Расход этомина - 0,0075 кг на 1 т 95 % хлорида калия.

Расход этомина на 100 тонн руды:

$$Q_{эт.} = \frac{0{,}0075 \cdot 100}{3{,}63} = 0{,}2$$ кг на 100 т руды

Расход воды с 1,6% водным раствором этомина на 100 т руды составит:

$$W_{эт.} = \frac{0{,}2 \cdot (100 - 1{,}6)}{1{,}6 \cdot 1000} = 0{,}012$$ т

в) с полиакриламидом:

Расход раствора ПАА с массовой долей 0,06 % в натуре на 1 т 95% хлористого калия составляет 1,6 кг. Расход ПАА с массовой долей основного вещества 100% на 100 т руды:

$$Q_{ПАА} = \frac{1{,}6 \cdot 6 \cdot 100}{3{,}63 \cdot 100} = 2{,}64$$ кг на 100 т руды

Расход воды с водным раствором ПАА:

$$W_{ПАА} = \frac{2{,}64 \cdot (100 - 0{,}06)}{0{,}06 \cdot 1000} = 4{,}4$$ т

Всего воды с растворами реагентов:

ΣWреаг= 0,62 + 0,7 + 0,8 + 0,012 + 4,4 + 1,1 = 7,6 т

3. С рассолом:

Характеристика рассола:

- массовая доля воды - 79,1 %;
- массовая доля KCl – 6,28 %;
- плотность – 1,15 т/м^3;

Расход рассола на 100 т руды 24,4 т.

Расход воды, поступающей с рассолом в процесс составляет:

Wр = (79,1 · 24,4)/100 = 19,32 т

4. Расход свежей воды в технологический процесс главного корпуса (размыв оборудования, выщелачивание концентрата) составляет 6,88 т на 100 т руды.

5. Расход промышленной воды на регенерацию ткани ленточного вакуум-фильтра (0,8т на 100 т руды).

Итого всего вводится воды:

$W_{ввод}$= $W_р$+$W_{реаг}$+$W_{рас}$+$W_{св}$+$W_{рег}$ = 1,1+7,6+6,88+19,32+0,8 = 35,7 т.

Вывод воды из процесса:

1. С концентратом:

$$W_{в}^{к} = \frac{\gamma_{к} \cdot W_{к}}{1 - W_{к}},$$

где $\gamma_к$ - выход концентрата, поступающего в сушильное отделение, %;

$W_к$ - массовая доля воды в концентрате (5,35)

$$W_{в}^{к} = \frac{25{,}0 \cdot 0{,}0535}{1 - 0{,}0535} = 1{,}4,$$

2. С хвостами:

$$W_{в}^{хв} = \frac{\gamma_{хв} \cdot W_{хв}}{1 - W_{хв}}$$

где $\gamma_{хв}$ - выход хвостов,%;

$W_{хв}$ - массовая доля воды в хвостах

$$W_{в}^{хв} = \frac{56{,}81 \cdot 0{,}071}{1 - 0{,}071} = 4{,}3т$$

3. С отвальными шламами:

$$W_{в}^{шл} = \frac{\gamma_{шл} \cdot \frac{в \cdot m}{1 + m}}{1 - \frac{в \cdot m}{1 + m}}$$

где $\gamma_{шл}$ - выход шламов, %;

в - массовая доля воды в жидкой фазе отвальных шламов;

m - массовое отношение Ж: Т.

$$W_{в}^{шл} = \frac{9{,}73 \cdot \frac{0{,}695 \cdot 4{,}2}{1 + 4{,}2}}{1 - \frac{0{,}695 \cdot 4{,}2}{1 + 4{,}2}} = 12{,}4т$$

4. С механическими потерями:

$$W_{в}^{мех} = \frac{\gamma_{мех} \cdot \frac{в \cdot m}{1 + m}}{1 - \frac{в \cdot m}{1 + m}} + Wрег,$$

где $\gamma_{мех}$ - механические потери, %;

$\gamma_{мех}$ = 100% - $\gamma_к$ - $\gamma_{хв}$ - $\gamma_{шл}$ = 100 - 25 – 52,12 – 9,73 = 13,15 %

$$W_в^{мех} = \frac{13{,}15 \cdot \frac{0{,}695 \cdot 4{,}2}{1+4{,}2}}{1-\frac{0{,}695 \cdot 4{,}2}{1+4{,}2}} + 0{,}8 = 17{,}6\text{т}$$

Всего уходит воды из процесса:

$W_{ввывод} = W_{вк} + W_{вхв} + W_{вшл} + W_{вмех}$ = 1,4 + 4,3 + 12,4 + 17,6 = 35,7 т.

Таблица 3 – Водный баланс

Статьи	Вода, вводимая в процесс, т	Вода, выводимая из процесса, т
С рудой	1,1	
С реагентами	7,6	
С рассолом	19,32	
Свежая вода	6,88	
На регенерацию ткани фильтра	0,8	
С концентратом		1,4
С хвостами		4,3
С отвальными шламами		12,4
С механическими потерями		17,6
Итого:	35,7	35,7

8 МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ

8.1 Введение

Цель данной работы заключается в проведении исследования технологических показателей работы фабрики в зависимости от нагрузки на фабрику, времени года, работы той или иной смены. Результаты такой работы позволят в дальнейшем производить оптимизацию производства, выявлять наиболее эффективно работающие смены и т.д.

Данная работа придаст новый толчок к совершенствованию производства, повышению производительности труда работников, повышению качества выпускаемой продукции и уменьшению потерь полезного компонента. Что в свою очередь приведёт к понижению себестоимости хлорида калия, что сделает продукцию наиболее конкурентно способной на мировом рынке.

8.2 Выбор метода решения

В основе данного исследования лежит пассивный эксперимент.

При пассивном эксперименте существуют только факторы в виде входных контролируемых, но неуправляемых переменных, и экспериментатор находится в положении пассивного наблюдателя. Задача планирования в этом случае сводится к оптимальной организации сбора информации и решению таких вопросов, как выбор количества и частоты измерений, выбор метода обработки результатов измерений. К пассивному эксперименту относится также сбор исходного статистического материала в режиме нормальной эксплуатации на промышленном объекте. В этом случае обработка опытных данных для получения математической модели проводится методами дисперсионного, регрессионного и корреляционного анализа.

В данном случае, основным методом анализа послужит дисперсионный анализ. Дисперсионный анализ – основан на сравнении разбросов (дисперсий), вносимых в значения функции отклика каждым фактором варьирования. Этот анализ позволяет ответить на вопрос – зависит ли функция цели от указанных факторов варьирования.

8.3 Ход работы

Параметры из технологического журнала работы главного производственного отделения за 11 месяцев 2007 года были собраны в общий массив. Далее для уменьшения вероятности случайных колебаний в часовых значениях параметров было проведено усреднение всех значений за

промежуток времени 12 часов (продолжительность одной смены). После этого среднесменные показатели подвергались расслоению в зависимости от смены (1,2,3,4), нагрузки на фабрику, времени года.

Дальнейший ход работы предполагал проведения дисперсионного анализа данных, который показывает значимость различий средних значений параметра по выборкам. Значимость различий средних значений параметра оценивается с помощью сравнения расчётного значения критерия Фишера с критическим значением критерия Фишера. Результатами дисперсионного анализа будут статистически значимые параметры и статистически не значимые параметры. Наибольший интерес представляют статистически значимые параметры. Схематично ход работы представлен на рисунке 3.

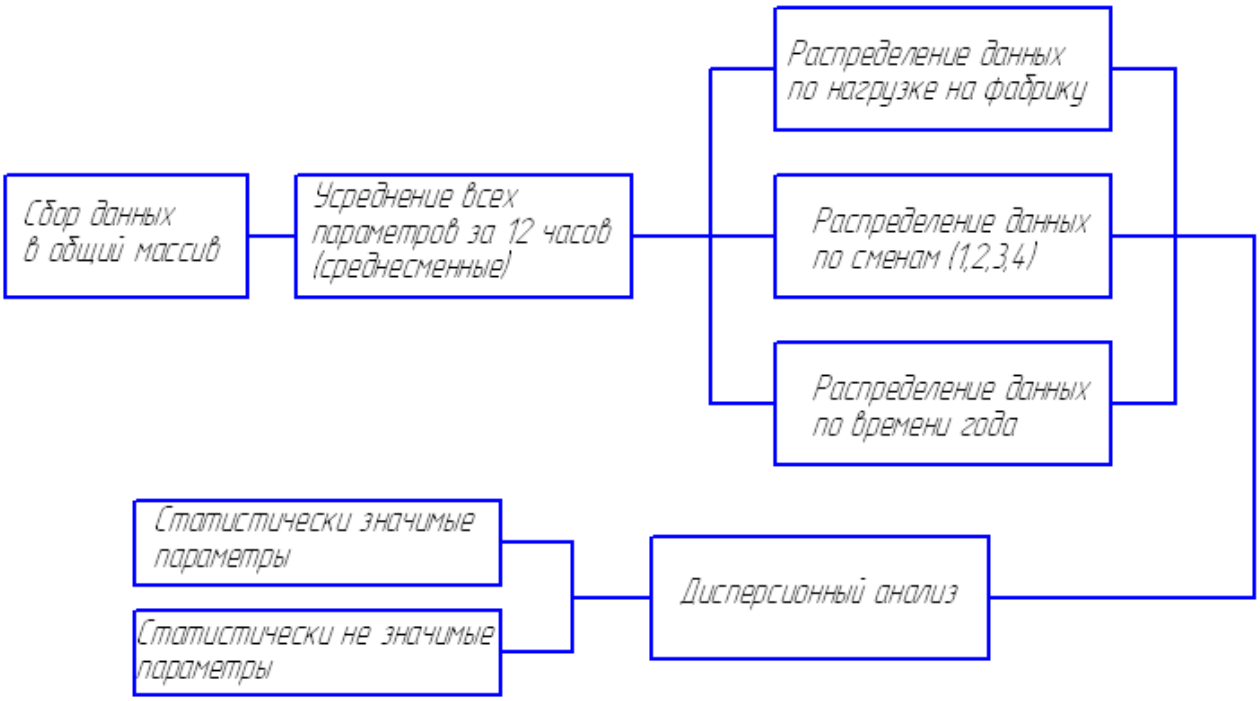


Рис. 3 – Ход исследования технологических параметров

8.4 Зависимость технологических параметров обогащения сильвинитовой руды от нагрузки на фабрику

Для проведения дисперсионного анализа все значения нагрузок по руде за смену упорядочили от минимума до максимума и разделили на 3 части (выборки) по значениям верхнего и нижнего квартилей. Граничными значениями явились 8890 и 11260 т. за смену.

Проанализируем полученные результаты. Примем, что для первой выборки, соответствующей четверти минимальных значений расходов руды соответствует работа фабрики при пониженных нагрузках. Среднее значение расхода руды для этого режима составит 7096 тонн за смену. Средняя часть выборки соответствует нормальному режиму работы фабрики, при котором средний расход руды составит 9984 тонн за смену. При повышенных нагрузках на фабрику расход руды составляет 11947 тонн за смену.

Анализ долей нагрузок на секции приводит к выводу, что при пониженном расходе руды нагрузка на фабрику производится в основном за счёт нагрузки на 1-ю и 2-ю технологические секции, а 3-я и 4-я секции большую часть времени работают на пониженных нагрузках либо стоят в ремонте. При нормальном режиме работы фабрики в рамках норм технологического регламента доли нагрузок на 1-й и 4-й секциях одинаковы. Доля нагрузки 2 секции завышена, 3 секции – занижена. При повышенном расходе руды на фабрику доли нагрузок всех секций выравниваются (рисунок 4).

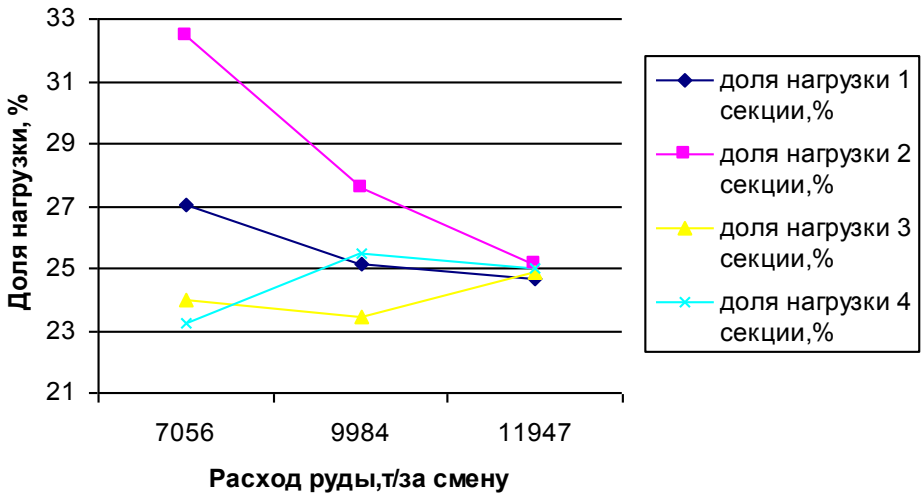


Рис 4 - Распределение долей нагрузок по секциям в зависимости от расхода руды на фабрику

Выход готового продукта с увеличением расхода руды на фабрику увеличивается, т.е. с ростом нагрузки на секции увеличивается производительность фабрики.

Однако при переходе в режим повышенных нагрузок прирост производительности уменьшается (рисунок 5). Влияние расхода руды на выход готового продукта представлено на рисунке описывается уравнением регрессии:

$G_{руды}=1,8366 \cdot x+1356,609$,

где $G_{руды}$ – расход руды на фабрику, т/смену;

x – выход готового продукта, т/смену

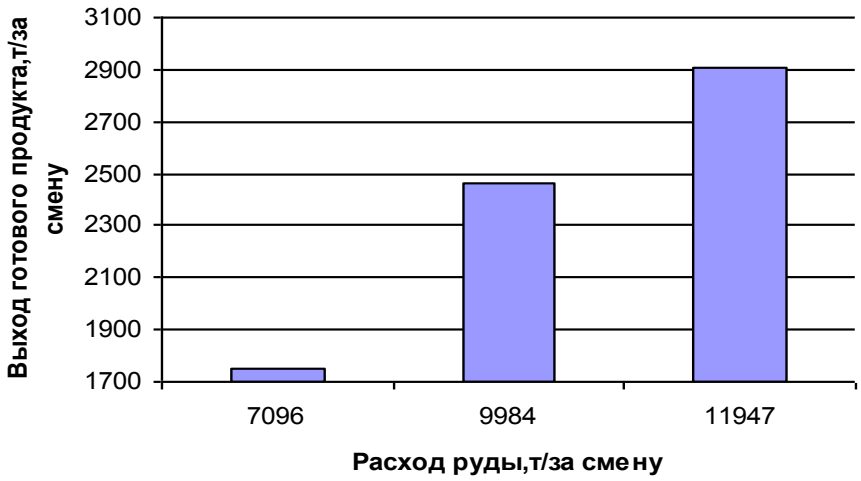


Рис 5 – Выработка готового продукта в зависимости от расхода руды

Рис 6 – Выработка готового продукта в зависимости от расхода руды

Качество готового продукта также претерпевает изменение при увеличении расхода руды на фабрику. Содержание полезного компонента в готовом продукте значимо (Fрасч=4; Fкр=3) уменьшается при увеличении расхода руды на фабрику за смену (Рис. 6).

С увеличением расхода руды на фабрику происходит увеличение потерь полезного компонента с отвалом на всех технологических секциях (Рис.7), содержание воды в галитовом отвале с увеличением нагрузок значимо уменьшается, кроме содержания воды в отвале 4 технологической секции, где этот показатель значимо увеличивается.

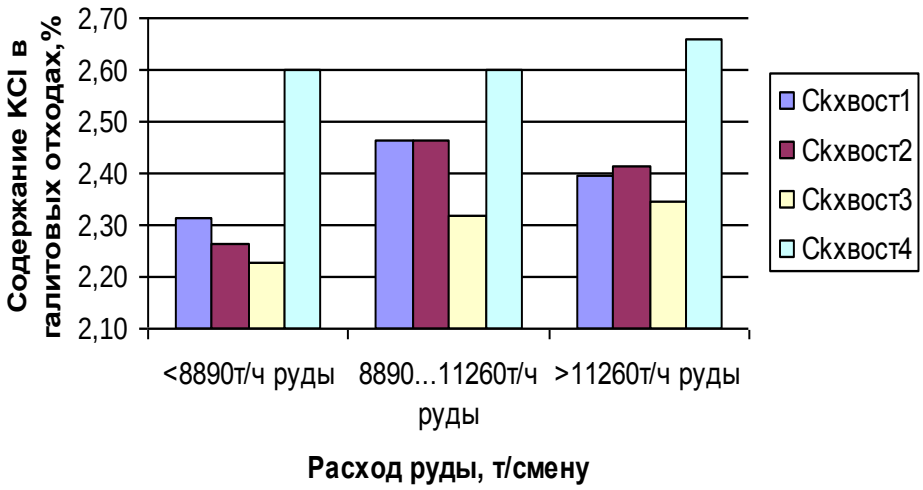


Рис 7 - Содержания KCl в галитовом отвале в зависимости от расхода руды за смену

8.5 Вывод

Все вышеперечисленные зависимости говорят о том, что режим работы обогатительной фабрики БКПРУ-3 в зависимости от нагрузки различен.

Стабильные показатели работы выявлены и наглядно продемонстрированы при нормальном режиме, что соответствует нагрузке в 9984 тонн за смену. При переходе в режим повышенных нагрузок прирост производительности уменьшается, так как возрастают потери KCl с отвалом и шламами.

8.6 Зависимость параметров технологического режима флотации от времени года

Для выявления влияния временных факторов на показатели работы фабрики массив данных расслоили на два условных периода года (зима и лето). Летний период начинается с 29 марта, и длиться до 18 октября, а всё остальное относиться к зимнему периоду. По результатам проведённого дисперсионного анализа выявлены следующие закономерности.

При рассмотрении зависимости выхода готового продукта выявлена следующая тенденция (рисунок 8). Данная значимая зависимость говорит о том, что гранулированного хлорида калия в летний период года выпускается

больше, чем в зимний период года. Это связано с тем, что летом возрастает спрос на гранулированный хлорид калия, который идёт на нужды сельского хозяйства.

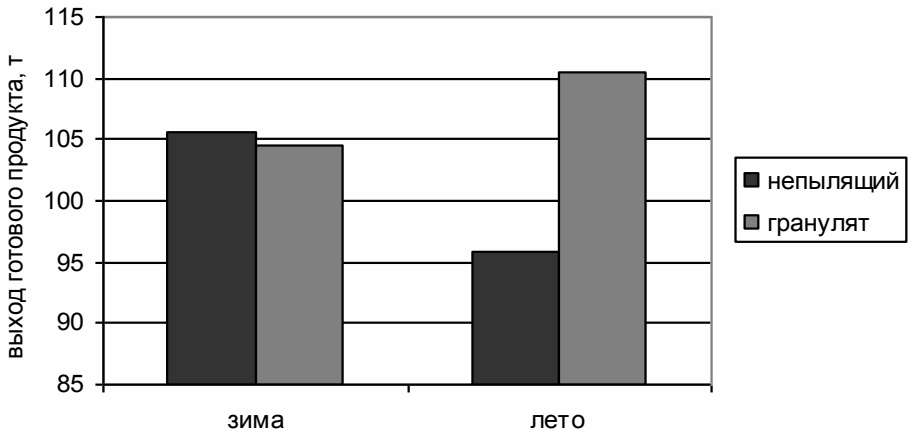


Рис. 8 – Выход готового продукта в зависимости от времени года

Отличие средних значений выхода готового продукта (рисунок 9) подтверждает факт повышенного спроса на гранулированный хлорид калия в летний период. Но при этом общий выход готового продукта зимой значительно выше (Fрасч=12,62; Fкр=3,84) за счёт большего объёма выпуска непылящего хлорида калия.

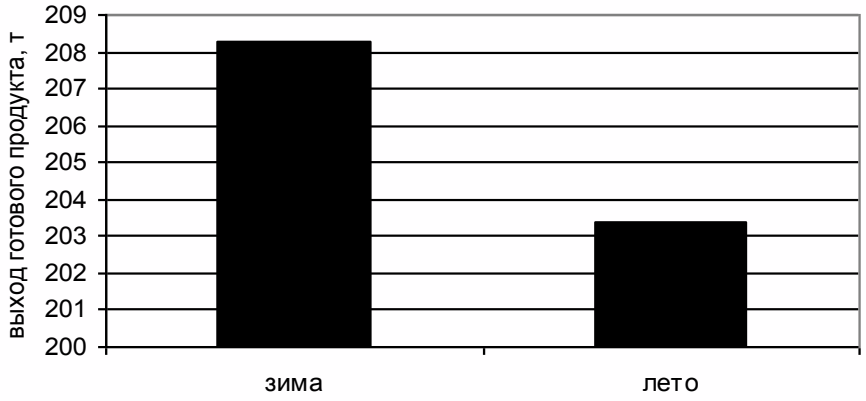


Рис. 9 – Общий выход готового продукта в зависимости от времени года

В летний период потери полезного компонента с галитовым отвалом на всех технологических секциях возрастают (рисунок 10). Увеличение показателя содержание KCl в галитовых отходах за смену в летние месяцы связано с недостаточной эффективностью закрепления амина на крупных фракциях сильвина в условиях повышенной температуры оборотного маточного раствора, т.е. уменьшение критического размера флотируемых зёрен сильвина. Большие потери хлорида калия в летний период года также связаны с активацией флотации шламов при повышенных температурах оборотных маточных растворов, препятствующей флотации зёрен сильвина. В результате чего крупные зёрна сильвина остаются в камерном продукте. Что происходит из-за ненасыщенности оборотного маточного раствора хлоридами калия и натрия (таблица 4).

Таблица 4 - Необходимый уровень содержания солей в маточнике для разного уровня температур (по справочным данным):

Температура, ^{0}C	KCl, %	NaCl, %	Сумма солей, %	H_2O, %
12,4	9,69	20,22	29,91	70,09
17,6	10,31	20,20	30,51	69,49
21,9	10,79	20,20	30,99	69,01

Продолжение табл. 4

23,5	10,99	20,19	31,18	68,82
29,1	11,71	20,11	31,82	68,18
36,0	12,64	19,92	32,56	67,44

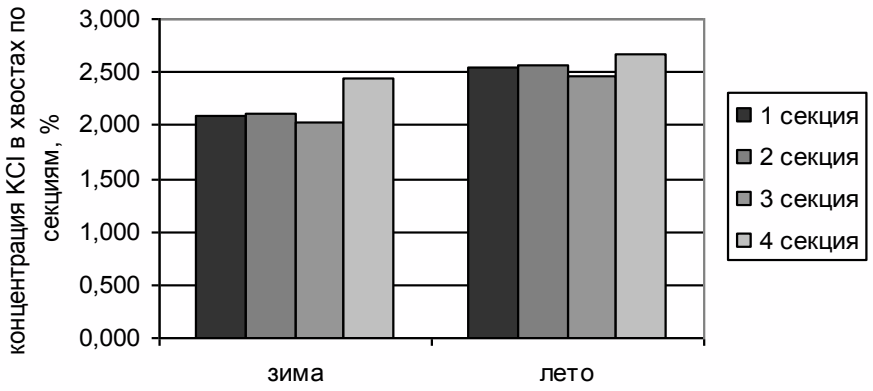


Рис. 10 - Концентрация калия в хвостах по секциям в зависимости от времени года

Общая значимая (Fрасч=438,12; Fкр=3,84) зависимость концентрации KCl в хвостах представлена на графике (рисунок 11).

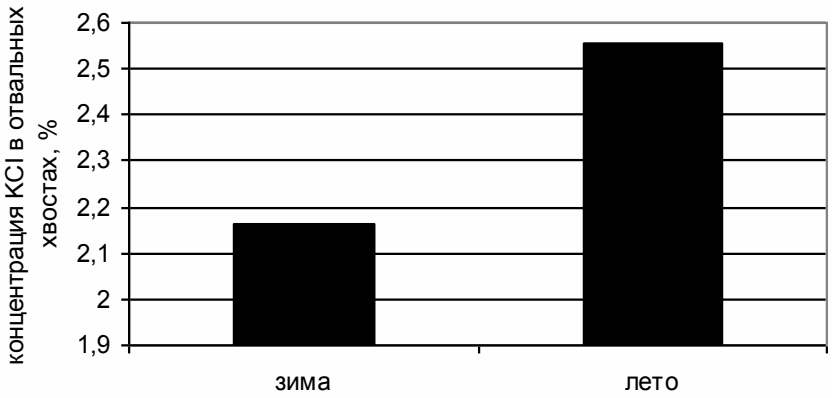


Рис. 11 – Концентрация калия в отвальных хвостах в зависимости от времени года

Динамика уменьшения влажности галитовых отходов по технологическим секциям (рисунок 12) обусловлена снижением содержания

нерастворимого остатка в отвальных галитовых отходах в связи с активацией нерастворимого остатка в процессе флотации. Также она обусловлена возрастанием температуры оборотных маточных растворов, что ведёт к снижению концентрации солей оборотного маточного раствора, уменьшению вязкости раствора и увеличение пропускной способности суспензии, способствующей в некоторой степени оптимизации процесса фильтрования.

Таким образом, промышленную воду, подаваемую на регенерацию ткани фильтра на летний период можно закрывать. Так как летом не происходит кристаллизации KCl и закупоривания фильтрующей ткани.

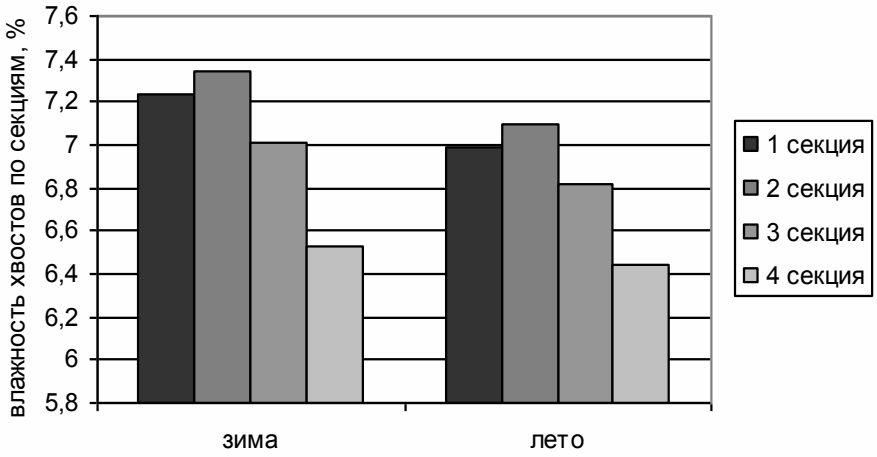


Рис. 12 – Влажность хвостов по секциям в зависимости от времени года

Общая значимая (Fрасч=74,06; Fкр=3,84) зависимость содержания влаги в хвостах представлена на гистограмме (рисунок 13).

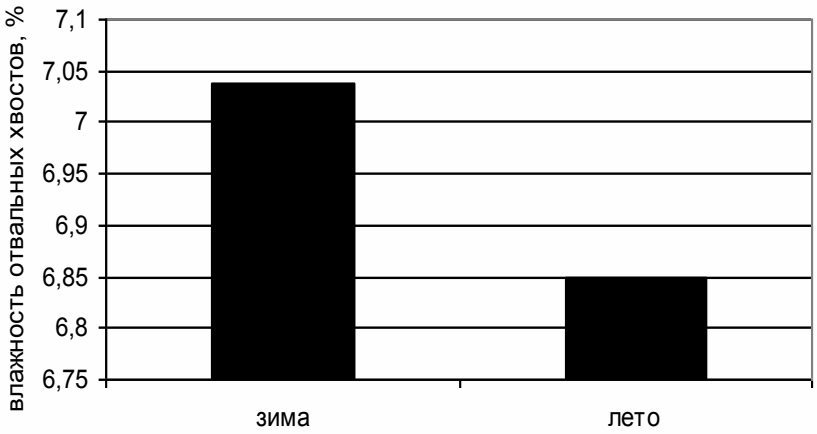


Рис. 13 – Влажность отвальных хвостов в зависимости от времени года

Увеличение плотности оборотного маточного раствора (рисунок 14) в летний период года обусловлено увеличением растворимости солей руды (насыщение раствора). Причём насыщение происходит в основном за счёт хлорида калия. (Fрасч=210,72; Fкр=3,84)

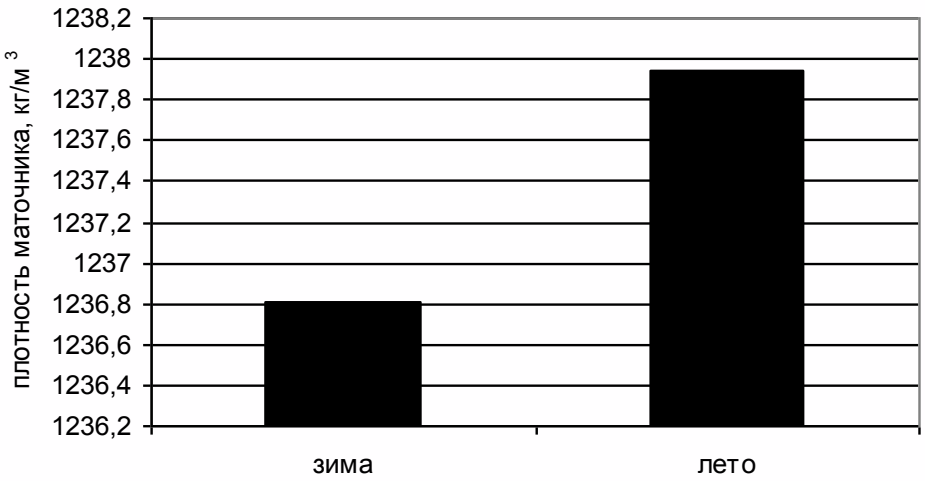


Рис. 14 – Плотность маточника в зависимости от времени года

В летний период нагрузка на фабрику значительно выше, чем в зимний период года (рисунок 15).

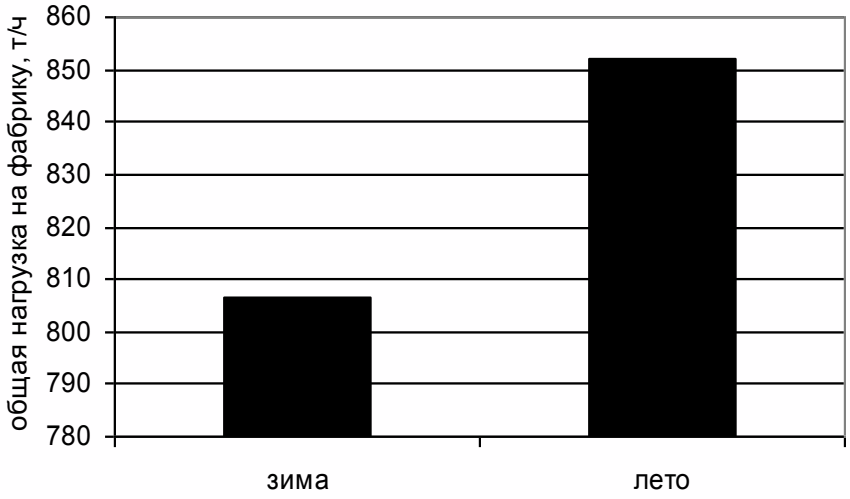


Рис. 15 – Нагрузка на фабрику в зависимости от времени года

Такое неравномерное распределение расхода руды на фабрику по времени года объяснятся тем, что летом падает извлечение KCl в готовый продукт (рисунок 16).

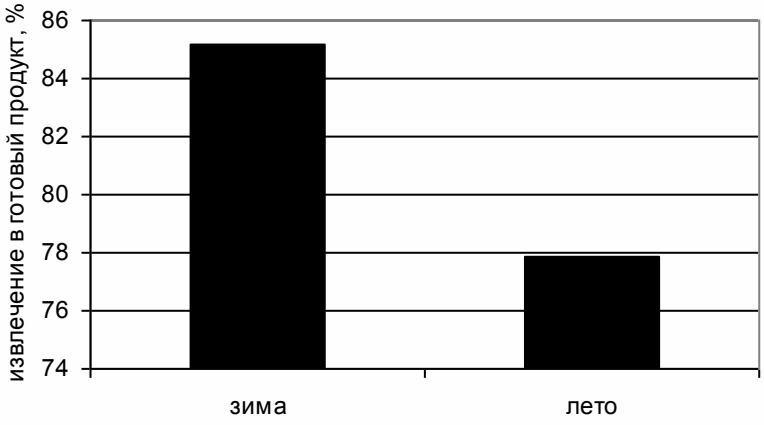


Рис. 16 – Извлечение в готовый продукт в зависимости от времени года.

8.7 Вывод

Все вышеперечисленные зависимости говорят о том, что режим работы БКПРУ-3 в зависимости от периода года различен. Выход готового продукта обусловлен рыночным спросом на данный продукт. При этом качество готового продукта понижается в зимний период года, тогда как извлечение

хлорида калия в готовый продукт в зимнее время года гораздо выше, чем в летнее время года (85,17% и 77,88% соответственно). Содержание калия в отвальных хвостах в зимний период уменьшается. Летом возрастает потеря полезного компонента с жидкой фазой. Увеличение температуры оборотного маточника уменьшает вязкость суспензии, уменьшая критический диаметр частиц. Это способствует увеличению потерь хлорида калия с отвалом. Также увеличение температуры сильвиновой флотации приводит к интенсификации сорбции шламов реагентами, что влечёт за собой увеличение расхода реагента.

8.8 Влияние субъективного фактора на эффективность работы технологического оборудования

В условиях производства хлорида калия на 3-м рудоуправлении компании «Уралкалий», где достаточно высок уровень автоматизации, немаловажную роль играет технический персонал, который осуществляет контроль и управление технологическими процессами. Поэтому в зависимости от умений, квалификации работников зависит эффективность работы оборудования.

Для выявления влияния человеческого фактора на процесс флотации калийной руды массив данных расслоили в зависимости от смены (1,2,3,4) и далее данные подвергнули дисперсионному анализу. По результатам дисперсионного анализа выявлены следующие тенденции.

Следует отметить, что дисперсионный анализ многих технологических параметров не выявил статистически значимой разницы между значениями у различных технологических смен. В качестве примеров таковых можно привести:

- выход готового продукта,
- расход руды,
- нагрузки по секциям,
- содержание полезного компонента в руде, отвале, грануляте,

- извлечение полезного компонента в готовый продукт.

Вместе с тем, следует признать наличие зависимости ряда параметров от умений и навыков обслуживающего персонала.

Так, при рассмотрении зависимости массовой доли воды в отвальных хвостах была выявлена следующая тенденция (рисунок 17).

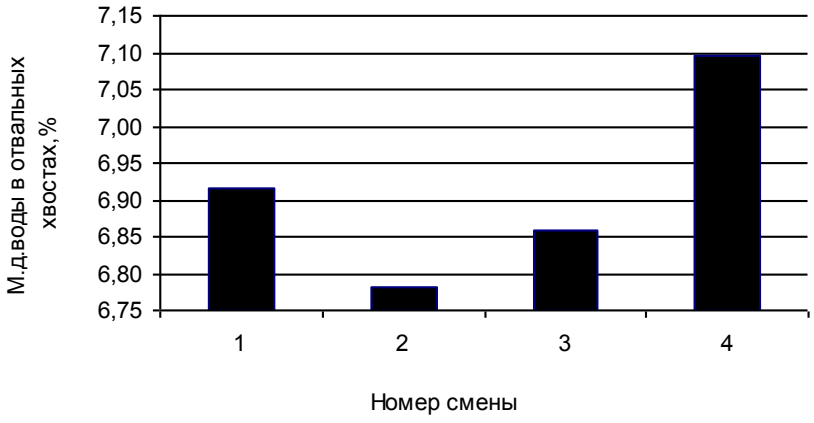


Рис. 17 - Изменение массовой доли воды в отвальных хвостах в зависимости от номера смены

Вместе с тем при рассмотрении зависимости массовой доли воды в отвальных хвостах показал существенное отличие средних при изменении номера технологической смены (Fкр=2,62, Fрасч=14,91).

Массовая доля воды в концентрате также существенно отличается (Fкр=2,62, Fрасч=7,93) для разных технологических смен (рисунок 18). Т.е. наилучшим образом процессами фильтрации управляет технологический персонал смен 2 и 3 смен.

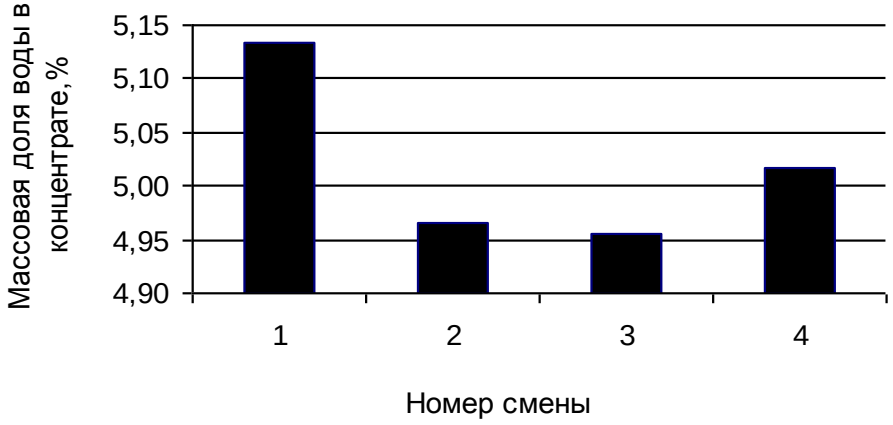


Рис. 18 - Изменение массовой доли воды в концентрате в зависимости от номера смены

Дисперсионный анализ подтвердил значимость различий (Fкр=2,62 Fрасч=3,91) в средних значениях массовой доли KCl в сгущённом глинистом шламе (рисунок 19).

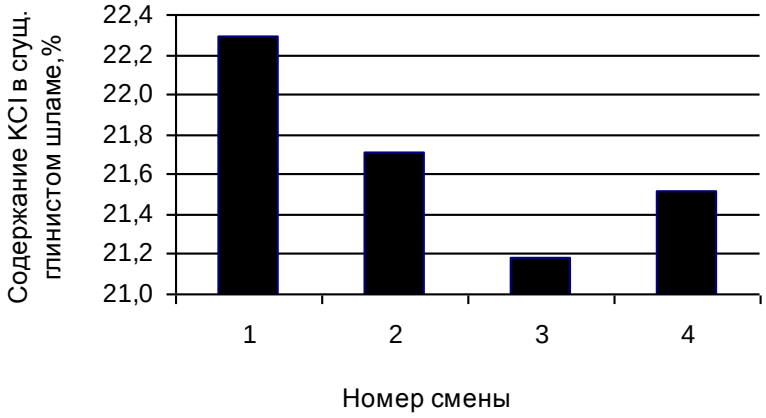


Рис. 19 - Зависимость массовой доли KCl в сгущённом глинистом шламе от номера смены

Максимальное значение показателя выявлено у смены 1 , минимальное у смены 3. Данный показатель характеризует работу узлов механического обесшламливания (завышенное давление на гидроциклонах увеличивает вынос мелкой фракции KCl в слив), работу основной и перечистной шламовой флотаций (повышенные уровни на флотомашинах из-за неравномерной подачи руды на секцию, нарушение режима подачи реагентов ведут к увеличению выноса KCl в пенный продукт), ненастроенность работы гидросепаратора слива гидроциклонов, шламового сгустителя.

Следовательно, технологическому персоналу смены 1 следует обратить внимание на работу этого оборудования.

Дисперсионный анализ выявил отличие средних (Fкр=2,62 Fрасч=3,25) качества непылящего продукта по сменам (рисунок 20)

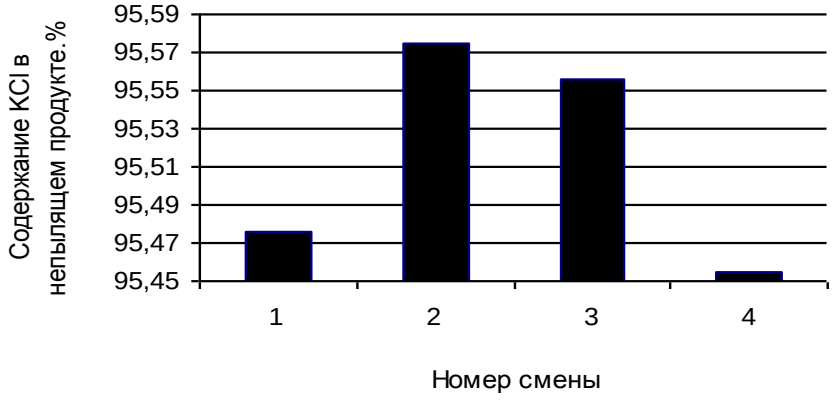


Рис. 20 - Зависимость качества непылящего продукта от номера смены

Анализировать каждый технологический параметр в отдельности с точки зрения эффективности его регулирования технологическим показателем достаточно сложно. Поэтому, нами была предпринята попытка ввести рейтинговую систему успешности управления всеми технологическими показателями каждой сменой. Для этого были рассчитаны индексы эффективности по каждому показателю в зависимости от цели управления. Так, если технологический показатель для достижения наилучшего результата работы всей технологической схемы должен поддерживаться на максимальном уровне, то индекс эффективности рассчитывается по следующей формуле:

$$Iэ = \frac{x - x_{\min}}{x_{\max} - x_{\min}}, \qquad (40)$$

В том случае, если для достижения наилучшего результата работы всей технологической схемы требуется поддерживать минимальный уровень параметра, то расчет осуществляется по измененной формуле:

$$Iэ = 1 - \frac{x - x_{\min}}{x_{\max} - x_{\min}}. \qquad (41)$$

Таким образом, индекс эффективности всегда будет в интервале от 0 до 1, причем наилучшее значение параметра будет иметь значение, равное 1. Этот показатель можно также выразить в процентах, изменив соответствующим образом формулы. После того, как определены индексы эффективности по каждому технологическому параметру, для каждой смены достаточно сложить их значения и получить интегральную величину, учитывающую общую успешность смены.

$$Iy = \sum Iэ \qquad (42)$$

Смена, набравшая наибольший индекс успешности может считаться наиболее квалифицированной с точки зрения умения стабильно поддерживать наилучшие значения всех технологических параметров. Кроме того, по этому признаку можно ранжировать смены между собой.

Для расчета индексов успешности были использованы все технологические параметры. Результаты представлены на рисунке 21. Представляет интерес сравнить распределение индекса успешности с таким показателем эффективности технологического процесса как степень извлечения полезного компонента в готовый продукт (рисунок 22).

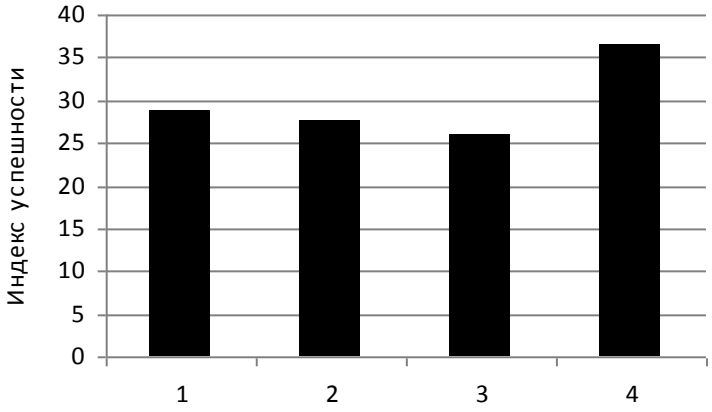


Рис. 21 - Распределение индекса успешности среди технологических смен

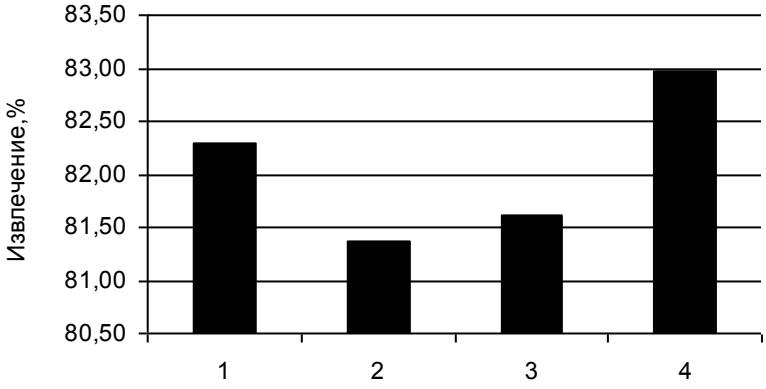


Рис. 22 - Распределение степени извлечения по технологическим сменам

Если технологическая смена 4 не вызывает сомнения как наиболее эффективно ведущая процесс и добивающаяся наибольшего извлечения, то успешность по остальным технологическим сменам не столь однозначна. Так

смена 2, не смотря на самое низкое извлечение, держит значения большинства технологических параметров на более оптимальном уровне, чем это делает смена 3.

8.9 Вывод

Предложена новая методика оценки эффективности работы технологических смен, с помощью которой выявлена наиболее качественно работающая смена. Данная методика оценки работы смен позволяет характеризовать смену не только с точки зрения подержания наилучшего извлечения, но и комплексно – учитывая все технологические параметры.

9 ВЫБОР И РАСЧЁТ ОБОРУДОВАНИЯ

9.1 Оборудования для обезвоживания галитовых отходов

9.1.1 Гидроциклоны

Техническая характеристика:

- диаметр корпуса – 500 мм;
- угол конусности – 20º;
- диаметр песковой насадки – 35 мм;
- диаметр сливного патрубка – 150 мм;
- давление на входе – 0,4÷1,2 кг/см^2

Объемная производительность одного гидроциклона:

$$V = 1{,}5 \cdot V_p, \tag{43}$$

где V_p – расчетная производительность гидроциклона,

$$V_p = 15{,}5 \cdot K_Д \cdot K_\alpha \cdot d_n \cdot d_c \cdot \sqrt{P}, \tag{44}$$

где $K_Д$ – поправка на диаметр

K_α – поправка на угол конусности (при α = 20º, где α – угол конусности, K_α = 1,0);

d_n – эквивалентный диаметр питающего отверстия (для ГЦ – 750 d_n =12÷20 см);

dc – диметр сливного патрубка, см;

P – давление на входе в гидроциклон, кг/см^2

Расчетную производительность гидроциклона определяем по формуле (44)

Поправка на диаметр

$$K_Д = 0{,}8 + \frac{1{,}2}{1 + 0{,}1 \cdot D} = 0{,}8 + \frac{1{,}2}{1 + 0{,}1 \cdot 50} = 1{,}0$$

d_n – эквивалентный диаметр питающего отверстия (для ГЦ-500 d_n =6,5÷15 см);

$V_p = 15{,}5 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 8 \cdot 15 \cdot \sqrt{1{,}2} = 2037{,}5$ л/мин (122,2 м^3/ч)

Объемная производительность одного гидроциклона:

$V = 1{,}5 \cdot 122{,}2 = 183{,}3$ м^3/ч

Количество гидроциклонов:

$$n = \frac{479{,}7 \cdot 1{,}15}{183{,}3} = 3{,}1$$

Для обезвоживания данного количества суспензии необходимы 4 гидроциклона (марки ГЦ-500). Фактически установлено 8 гидроциклонов (4 – в работе, 4 – в резерве).

9.1.2 Ленточные вакуум – фильтры

Обезвоживание концентрата и галитовых отходов осуществляется на вакуум-фильтрах BF-10 с шириной ленты 1,2 м и площадью фильтрования 10 м^2.

Количество работающих фильтров определяется по формуле:

$$n = \frac{Q_{тв} \cdot K_н}{q \cdot F}, \qquad (45)$$

где Qтв – нагрузка на фильтр по твердому, т/ч;

q – удельная нагрузка на вакуум-фильтр, принимаемая по практическим данным (9 т/м^2·ч);

F – площадь фильтрования, м^2

$$n = \frac{144{,}2 \cdot 1{,}1}{9 \cdot 10} = 1{,}8$$

Принимаем к установке 2 ленточных вакуум-фильтра на секцию.

9.1.3 Сгустители

Площадь сгущения, м^2

$$F = \frac{V_n}{\omega_{восх.п.}}, \qquad (46)$$

где Vn – объем суспензии, идущей на сгущение, м^3/ч;

$\omega_{восх.п.}$ – скорость восходящих потоков, м/ч (1,2-1,8 м/ч)

Диаметр сгустителя, м

$$D = \sqrt{\frac{4 \cdot F}{\pi}} \tag{47}$$

Площадь зеркала сгущения, м^2

$$S = \frac{\pi \cdot D^2}{4} \tag{48}$$

Количество сгустителей, шт

$$n = \frac{F}{S} \tag{49}$$

$$F = \frac{349{,}9}{1{,}8} = 194{,}4 \text{ м}^2$$

$$D = \sqrt{\frac{4 \cdot 194{,}4}{3{,}14}} = 15{,}7 \text{ м}$$

Выбираем стандартный сгуститель диаметром 15 метров.

$$S = \frac{3{,}14 \cdot 15{,}7^2}{4} = 193{,}5 \text{ м}^2$$

Количество сгустителей

$$n = \frac{194{,}4}{193{,}5} = 1$$

Принимаем к установке 1 сгуститель для хвостов на секцию.

10 АВТОМАТИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

10.1 Введение

Автоматизация технологических процессов является важнейшим средством повышения эффективности производства, сокращения расхода материалов и энергии, улучшения качества продукции, внедрения прогрессивных методов управления производством и повышения надежности работы.

Технологические процессы контролируются измерением вручную или автоматически различных технологических параметров. Непрерывные измерения служат основой для автоматического регулирования процессов обработки полезного ископаемого на обогатительной фабрике.

Задачу автоматизации технологического процесса можно решить только при комплексном проектировании, когда все части проекта взаимно увязаны, и каждый технологический узел выполнен так, что может надежно работать без постоянного вмешательства рабочего ФОФ.

Для измерения величин на обогатительных фабриках применяют приборы автоматического контроля, регулирования, а, в ряде случаев, для сокращения времени простоя оборудования, предотвращения аварий, несчастных случаев и различных производственных неполадок применяется ряд сигнализирующих и автоматически действующих систем.

Размещение контрольно-измерительных приборов на обогатительной фабрике определяется расположением точек контроля и принятой схемой организации управления фабрикой.

10.2 Выбор и обоснование параметров контроля, регулирования, сигнализации и блокировок

10.2.1 Отделение измельчения

Основная задача управления процессом измельчения – максимизация содержания кондиционных классов в продукте, направляемом на флотацию, при заданной производительности отделения. Возмущающие воздействия на процесс: изменение расхода, гранулометрического и химического составов и прочности подаваемой в мельницы руды; износ мелящих тел и футеровки; изменение режима работы дуговых сит. Управляющими воздействиями могут служить изменение подачи руды и жидкой фазы в мельницу, а также изменение вращения ее барабана. На обогатительной фабрике БКПРУ-3 применяют стержневые мельницы большой производительности, работающие в замкнутом цикле с дуговыми ситами. Специфическими условиями измельчения руды являются: использование в качестве жидкой фазы насыщенного щелока; низкая твердость руды; невысокая степень измельчения; интенсивный коррозионный износ плит и мелющих тел. Это ограничивает применение схем автоматизации, известных в обогащении полезных ископаемых.

В процессе измельчения и классификации руды необходимо:

1. контролировать:

- качество поступающей руды по конвейеру поз. М-1 – QIR 34;
- количество поступающей руды по конвейеру поз. М-6 – WIR 1;
- температуру подшипников мельниц поз. М-10 – TIA 3,4,5,6;
- уровни в бункерах поз. М-5 – LIA 2;

2. регулировать:

- заполнение бункеров поз. М-5

10.2.2 Обесшламливание и флотация

Основная задача управлением процесса обесшламливания – стабилизация оптимального минимума содержания н.о. в песках гидроциклонов и камерном продукте флотомашин.

Возмущающими воздействиями на процесс обесшламливания являются изменение плотности, гранулометрического состава и соотношения твердой и жидкой фаз исходной суспензии. Существенно ухудшает процесс повышенное содержание мелких фракций (-0,1 мм) в суспензии, так как они увеличивают рецикл песков и содержание ценного компонента в шламе. Путем автоматизации процесса обесшламливания исключают возмущающие воздействия по возможно большему числу входных каналов и осуществляют компенсацию возмущений по остальным каналам объекта.

Основная задача управления процессом флотации солевых руд – стабилизация заданной производительности по обогащению ценного компонента при заданном качестве концентрата и минимально возможных затратах на производство.

Возмущающими воздействиями на процесс флотации являются изменение плотности, температуры, гранулометрического и минерального составов исходной суспензии; концентрации, расхода, химического состава и порядке подачи реагентов; уровня суспензии, степени ее аэрации и ряд других факторов.

Большое число влияющих на флотацию факторов и сложность их взаимодействия при относительно малом времени пребывания суспензии во флотационной машине затрудняют изучение и автоматизацию этого процесса. В настоящее время процесс флотации на обогатительной фабрике БКПРУ-3 оснащен локальными системами регулирования уровня во флотационных машинах, а так же подачи воды на выщелачивание концентрата.

На стадии обесшламливания суспензии необходимо:

1. контролировать:

- давление суспензии на гидроциклоны поз. О-2 и поз. О-2-1 – PIR 7 и PIR 8;

2. регулировать:

- расход полиакриламида поз. 12 – FIR 16;

- уровни во флотационных машинах поз. Ф-2 – LIRAC 19,20; поз. Ф-3 - LIRAC 23;

На стадии основной сильвиновой флотации необходимо:

1. осуществлять контроль и сигнализацию уровней в реагентных баках – LIA 28.

2. необходимо регулирование:

- подачи комплексной эмульсии во флотомашины поз. Ф-5 – FIR 17;

- уровней во флотомашинах поз. Ф-5 - LIRAC 21,22;

- уровней во флотомашинах поз. Ф-6,7,8 – LIRAC 24,25,26.

10.2.3 Обезвоживание концентрата и отвальных хвостов

Основной задачей управления процесса фильтрации отвала является поддержание минимальной влажности твёрдой фазы, так как в жидкой фазе содержится полезный компонент.

На стадии обезвоживания концентрата необходимо контролировать:

- вакуум в ловушках поз. 19 – PIR 30,31;

На стадии сгущения продуктов обогащения и осветления маточного щелока необходимо контролировать следующие параметры:

- давление маточного щелока в коллекторе после насоса поз. 16 – PIR 15;

10.2.4 Обоснование систем блокировок и сигнализации

Для предотвращения аварийных ситуаций, нарушения параметров технологического процесса, нарушений эксплуатации оборудования, а также снижения к минимуму травматизма на обогатительной фабрике БКПРУ-3 предусматривается наличие блокировочных устройств.

Электрическая блокировка приводов конвейерного транспорта предотвращает неправильный пуск и остановку машин, и завал их рудой при аварийных остановках. Также необходима установка таких систем и систем сигнализации в отделении измельчения на мельницах для их остановки при отсутствии давления масла в маслостанции мельниц и повышении температуры подшипников, так как отсутствие их может привести к выходу из строя оборудования на длительный срок. К тем же последствиям может привести отсутствие сигнализации на сгустителях по перегрузке, на вакуум-насосах и компрессорах по падению давления масла и отсутствию воды на охлаждение.

10.2.5 Общецеховые параметры контроля

Для обеспечения нормального функционирования цеха вцелом необходимо наличие схем контроля за параметрами теплофикационной, оборотной, горячей и холодной промышленной воды, рассола, пара, рабочего воздуха и воздуха КИП.

Обоснование системы управления

На флотационной обогатительной фабрике для ведения технологического процесса необходимо осуществлять контроль над большим количеством параметров. Поэтому помимо использования местного контроля, необходимо наличие централизованной системы управления. В централизованную систему управления входит совокупность датчиков, преобразователей, исполнительных механизмов и управляющий контроллер ЛОМИКОНТ.

Вся информация о параметрах технологического процесса контролируется оператором в диспетчерском пункте. На основе полученной информации, оператор принимает решение о необходимом воздействии на технологический процесс.

Средства автоматизации и контроля

Таблица 5 – Контроль производства и управление технологическими процессами

Наименование стадий процесса, места измерения параметров или отбора проб	Контролируемый параметр	Частота и способ контроля	Нормы и технические показатели	Метод испытания и средство контроля	Требуемая точность измерения параметров	Контро ли-рующее лицо
1	2	3	4	5	6	7
Главный производственный участок						
1. Руда на конвейере поз. М-6, Х-7	Расход, масса WIRC – 1, 32	Показание 1 раз в час	(250±10) т/ч	Конвейерные весы VHRS-7 120 кг/м, ОП ±1 %, ДИ 0-300 т/ч Счетчик электронный HF 1831 Компьютер Механизм исполнительный МИП-П-200 с заслонкой	Δ=±1,5 %	Оператор
2. Руда в бункере поз. М-5	Уровень LIA – 2	Показание 1 раз в час Сигнализация	(5±1) м Сигнал-я - максимум	Преобразователь уровня ультразвуковой VEGA-SON54K ДИ 0-8 м ОП ±0,25 % Контроллер "Ломиконт" 4-20 мА кл.т.1	Не нормируется	Оператор
3. Подшипники мельниц и подшипники двигателя мельниц поз.М-10	Температура TIA 3, 4, 5, 6	Контроль Показание 1 раз в час Сигнализация Блокировка	Не более 50 ^{o}C Не более 70 ^{o}C	Преобразователь температуры ТСМ-5071,гр 23, ДИ (-13-82) ^{o}C кл. допуска С Контроллер "Ломиконт" гр.23 кл.т.1	Не нормируется	Оператор

1	2	3	4	5	6	7
4. Питание гидроциклонов поз. О-2, О-2-1	Давление PIR - 7, 8	Контроль Показание Регистрация 1 раз в час	(0,06±0,04) МПа	Манометр МПЗ-У, кл.т. 1,5, ДИ 0-0,25 МПа или ОБМ 1-100, кл.т. 1,5, ДИ 0-2,5 кгс/см^2 Разделитель мембранный РМ 5320 Преобразователь давления VEGA-BAR 44 ДИ 0-10 bar ОП ±0,5 % Контроллер "Ломиконт" 4-20 мА кл.т.1	δ=±4 %	Флотатор оператор
5. Питание гидроциклонов поз. О-2	Расход FIR – 9	Показание Регистрация 1 раз в час	300м^3/ч	Преобразователь расхода СОРА-ХЕ 10ДХ4311 dy 32 ДИ 0-2500 л/ч, ОП ±0,5 % Контроллер «Ломиконт» 4-20 мА кл.т.1	Не нормируется	Флотатор оператор
6. Питание гидроциклонов поз. Х-2	Давление PIR - 10	Контроль Показание Регистрация 1 раз в час	(0,06±0,04) МПа	Манометр МПЗ-У, кл.т. 1,5, ДИ 0-0,25 МПа или ОБМ 1-100, кл.т. 1,5, ДИ 0-2,5 кгс/см^2 Разделитель мембранный РМ 5320 Преобразователь давления VEGA-BAR 44 ДИ 0-10 bar ОП ±0,5 % Контроллер "Ломиконт" 4-20 мА кл.т.1	δ=±4 %	Флотатор оператор
7. Питание гидроциклонов поз. Х-2	Расход FIR – 11	Показание Регистрация 1 раз в час	300м^3/ч	Преобразователь расхода СОРА-ХЕ 10ДХ4311 dy 32 ДИ 0-2500 л/ч, ОП ±0,5 % Контроллер «Ломиконт» 4-20 мА кл.т.1	Не нормируется	Флотатор Оператор
8. Пром. вода	Расход FIR – 12	Показание Регистрация 1 раз в час	100м^3/ч	Преобразователь расхода СОРА-ХЕ 10ДХ4311 dy 32 ДИ 0-2500 л/ч, ОП ±0,5 % Контроллер «Ломиконт» 4-20 мА кл.т.1	Не нормируется	Флотатор Оператор

83

9 Пром. вода	Расход FIRC – 13	Показание Регистрация 1 раз в час управление	100м^3/ч	Преобразователь расхода СОРА-ХЕ 10ДХ4311 dy 32 ДИ 0-2500 л/ч, ОП ±0,5 % Контроллер «Ломиконт» 4-20 мА кл.т.1	Не нормируется	Флотатор Оператор
10. Ёмкость оборотного рассола	Расход FIR – 14	Показание Регистрация 1 раз в час	300м^3/ч	Преобразователь расхода СОРА-ХЕ 10ДХ4311 dy 32 ДИ 0-2500 л/ч, ОП ±0,5 % Контроллер «Ломиконт» 4-20 мА кл.т.1	Не нормируется	Флотатор Оператор
11.Ёмкость Оборотного маточника	Давление PIR – 15	Показание Регистрация 1 раз в час	(0,45±0,04) МПа	Преобразователь расхода СОРА-ХЕ 10ДХ4311 dy 32 ДИ 0-2500 л/ч, ОП ±0,5 % Контроллер «Ломиконт» 4-20 мА кл.т.1	Не нормируется	Флотатор Оператор
12. Водный раствор ПАА поз.12	Расход FIR – 16	Показание Регистрация	(2000±156) л/ч на 100 т руды[3)]	Преобразователь расхода СОРА-ХЕ 10ДХ4311 dy 32 ДИ 0-2500 л/ч ОП ±0,5 % Контроллер «Ломиконт» 4-20 мА кл.т.1	Не нормируется	Флотатор оператор
13. Водный раствор амина поз.14	Расход FIR – 17	Показание Регистрация	(2000±156) л/ч на 100 т руды[3)]	Преобразователь расхода СОРА-ХЕ 10ДХ4311 dy 32 ДИ 0-2500 л/ч ОП ±0,5 % Контроллер «Ломиконт» 4-20 мА кл.т.1	Не нормируется	Флотатор оператор
14. Раствор ОЖК поз.13	Расход FIR – 18	Показание Регистрация	(2000±156) л/ч на 100 т руды[3)]	Преобразователь расхода СОРА-ХЕ 10ДХ4311 dy 32 ДИ 0-2500 л/ч ОП ±0,5 % Контроллер «Ломиконт» 4-20 мА кл.т.1	Не нормируется	Флотатор оператор

84

1	2	3	4	5	6	7
15 Флотомашины поз.Ф-2,3,5,6,7,8	Уровень LIRC - 19…26	Показание Регистрация регулирование	(1,5±0,5) м сигн.-макс.	Адапторный датчик АД, индикатор. Преобразователь уровня. Прибор вторичный РПВ 4-3Э, шк.100 % (таблица перевода % в мм), класс 1. Регулятор ПРЗ.31. Исполнительный механизм ПСП Контроллер "Ломиконт" 4-20 мА кл.т.1	Не нормируется	Оператор флотатор
16. Водный раствор ПАА поз.12	Уровень LIA – 27	Показание 1 раз в час Сигнализация	Не более 2,5 м сигн.-макс.	Пьезо-трубка Сигнализатор уровня СУ-2 Контроллер "Ломиконт" 4-20 мА кл.т	Не нормируется	Оператор
17. Водный раствор амина поз.14	Уровень LIA - 28	Контроль Показание 1 раз в час Сигнализация	Не более 2,5 м сигн.-макс.	Пьезо-трубка Сигнализатор уровня СУ-2 Контроллер "Ломиконт" 4-20 мА кл.т	Не нормируется	Оператор

1	2	3	4	5	6	7
18. Водный раствор амина поз.14	Температура TIR - 29	Контроль Показание Регистрация 1 раз в час	(55±5) ^{o}C	Термопреобразователь ТСМ 50 М класс В, вторичный прибор КСМ-4 шк.(0-100) ^{0}C Контроллер «Ломиконт» 50М, кл.т.1	Не нормируется	Оператор
19. Вакуум ресивер	Давление PIR – 30, 31	Контроль Показание Регистрация 1 раз в час	-0,1 МПа			
20. Шламы на шламохранилище	Расход FIR – 33	Показание регистврация 1 раз в час	250 м^{3}/ч	Преобразователь расхода СОРА-ХЕ 10ДХ4311 dy 32 ДИ 0-2500 л/ч, ОП ±0,5 % Контроллер «Ломиконт» 4-20 мА кл.т.1	Не нормируется	Флотатор оператор
21. Руда на конвейере М-1	Массовая доля KCl QI – 34	Показание Каждые 15 мин.	Не менее 30 %	Гамма-концентратомер, процесс-анализатор с пробоотборным бункером М 2630.10; зонд 7208 шк.(0-40) % KCl, принтер Δ = ± 0,3 % KCl 2 комплекта Печатающее устройство EPSON-100 Контроллер "Ломиконт" 0-5 мА; кл.т.1	δ =±0,5 %	Оператор
22. Водный раствор ОЖК поз.13	Уровень LIA - 35	Показание 1 раз в час Сигнализация	Не более 2,5 м сигн.-макс.	Пьезо-трубка Сигнализатор уровня СУ-2 Контроллер "Ломиконт" 4-20 мА кл.т	Не нормируется	Оператор

11 ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Отходами производства обогатительной фабрики являются:

- галитовые отходы;
- глинисто-солевые шламы с минерализованными водами;

11.1 Жидкие отходы

Главное производственное отделение обогатительной фабрики, сушильное и реагентное отделения жидких отходов не имеют.

Кислые стоки, образующиеся после орошения труб Вентури, скрубберов и аспирационных систем так же поступают в мешалку поз.М-1 сушильного отделения и далее поступают на фабрику в мешалку поз.О-39 для разбавления шламов.

11.2 Твёрдые отходы

Галитовые отходы (хвосты) сильвиновой флотации после фильтрования на ленточных вакуум-фильтрах системой ковейеров транспортируются на солеотвал.

Глинисто-солевые шламы из мешалки поз.О-39 насосами по шламопроводу (2 нитки) перекачиваются в шламохранилище. Норма образования отходов представлена в таблице 6.

Таблица 6 – Нормы образования отходов производства на тонну готовой продукции

Наименование отходов, характеристика, состав или стадия образования аппарат	Направление использования, метод уничтожения или очистки	Норма образования		
		по проекту	достигнутые (на момент составления регламента)	Примечание
1	2	3	4	5
ТВЕРДЫЕ ОТХОДЫ				
1 Галитовые отходы с массовой долей (в пересчете на сухое) NaC1 не менее 94,0 % КС1 не более 2,6 % Н.О. не более 1,8 % H_2O не более 7,0 %	Складируются на солеотвале	Отсутствуют	1,230 $м^3$/т	Проектные нормы отсутствуют
ТВЕРДЫЕ ОТХОДЫ				
2 Глинисто-солевые шламы с массовой долей (химанализ): Н.О. не менее 40,4 % КС1 не более 21,1 % NaC1 в пределах (25-40) % с плотностью не более 2000 кг/$м^3$,	Складируются на шламохранилище	Отсутствуют	0,112 $м^3$/т	

11.2.1 Солеотвал

Солеотвал предназначен для складирования галитовых отходов, расположен с 1,3 км к Западу и Юго-Западу от промплощадки предприятия и составляет 144,5 га. Площадь, занимаемая галитовыми отходами, составила на 1.01.2002 г. 78,97 га, при максимальной высоте складирования 98 м (проектная - 100 м).

На 01.01.2004 г. на солеотвале размещено 85174,504 тыс. т галитовых отходов.

Площадка солеотвала оконтурена рассолосборной канавой. Рассолосборная канава ограждает перегрузочные узлы от дождевых и весенних вод, собирает эти воды с территории солеотвала и обеспечивает отвод их в рассолосборник. Ширина канавы по дну 3,1 м; заложение откосов 1:2, средняя глубина 1,2 м, уклоны от 0,002 до 0,097. Дно и откосы канавы крепятся асфальтобетоном на песчаной подушке.

На площадке II очереди солеотвала сооружены три дрены для сбора дождевых и паводковых вод в рассолосборник. Дно дрены уложено полиэтиленовой пленкой, которая защищена слоем 0,5 м песка с суглинками. В ложе солеотвала I очереди и рассолосборника уложен противофильтрационный экран из глинистой пасты.

11.2.2 Шламохранилище

В состав шламохранилища входит:

- шламопровод;
- плотина;
- дренаж в теле плотины с насосной станцией;
- станция оборотного рассола с 2-мя подвижными насосами;
- насосная станция по перехвату фильтрующих рассолов в долине р. Ленва.

Шламохранилище, предназначенное для складирования глинистых шламов и аккумуляции поверхностного стока, расположено в 3,3 км на Север

от промплощадки предприятия и составляет 152,5 га. Площадь, занимаемая глинистыми шламами, составила на 01.01.2004 г. 82,0 га.

На 01.01.2004 г. в шламохранилище размещено 9651,67 тыс. т глинистых шламов.

Шламохранилище наливного типа располагается в долинах Шаврина, Вяловского и Восточного логов.

Лога перекрыты каменно-земляной плотиной. Высота плотины 37,5 м, длина по гребню 1096,48 м, ширина по гребню 10 м, минимальная отметка гребня плотины (с учетом местных понижений и колеи от транспорта) - 178,5 м; максимальная отметка складывания шламов - 76,3 м; максимальная отметка наполнения - 177,5 м.

Плотина имеет внутренний трубчатый дренаж для сбора и отвода дренажных вод, фильтрующихся через тело и основание плотины. Дренажная система состоит из двух дренажных линий, расположенных параллельно гребню плотины с тремя выпусками из керамических труб.

Дренажные рассолы перекачиваются в шламохранилище с помощью дренажной насосной станции и возвращаются в производство с помощью насосной станции оборотного рассола.

12 БЕЗОПАСНОСТЬ ЖИЗНЕДЕЯТЕЛЬНОСТИ

12.1 Охрана труда в Российской Федерации

В Российской Федерации охрана труда рабочих и служащих является одной из главных задач организации труда. Охрана труда рассматривается как одно из важнейших социально-экономических, санитарно-гигиенических и экономических мероприятий, направленных на обеспечение безопасных и здоровых условий труда.

На всех этапах развития нашего общества создание наиболее благоприятных условий для высокопроизводительного труда является одним из главных направлений деятельности.

Разработка новой техники и технологии регулируется государственной Системой стандартов безопасности труда (ССБТ). Соблюдение требований безопасности выпускаемых машин, оборудования, инструмента столь же обязательно, как и основных технико-экономических параметров.

Действующее в Российской Федерации законодательство выражено в правовых, технических и санитарно-гигиенических нормах и предусматривает систему надзора и общественного контроля точного их выполнения, а также ответственность за нарушение данного законодательства об охране труда. Реальные мероприятия по охране труда вытекают из нормативов, требований органов надзора и общественного контроля и рекомендаций науки и обеспечиваются финансированием и материальными ресурсами за счет государства. Кроме того, разработаны и введены в действие многочисленные правила техники безопасности, санитарии, нормы и правила, соблюдение которых обеспечивает безопасность труда. Ответственность за состояние охраны труда несет администрация предприятий, организаций и учреждений. Особенности соблюдения таких норм являются компетенцией не только трудового права, но и административного, гражданского и других отраслей права.

Создание нормативных условий труда на производстве в нашей стране основывается на широких научно-практических исследованиях. Научные проблемы охраны труда разрабатываются многими организациями: отраслевыми институтами и лабораториями по технике безопасности, высшей школой МВД РФ, всероссийским институтом противопожарной обороны и т.д. В стране издаются специализированные журналы по вопросам безопасности труда, производственной санитарии, противопожарной технике; выпускаются кинофильмы и диафильмы, освещающие эти вопросы.

Большая роль в улучшении условий и охраны труда отводится профессиональным союзам, одной из главных функций которых является защита интересов трудящихся. Важнейшая задача профсоюзов – распространение трудового опыта, форм и методов работы в области улучшения условий и охраны труда.

12.2 Свойства используемых и получаемых веществ. Опасные и вредные производственные факторы

Флотационное разделение сильвинита на обогатительной фабрике БКПРУ – 3 производится в насыщенных солевых растворах с применением различных поверхностно активных веществ (флотационных реагентов) и не связано с оборудованием, работающим под высоким давлением, с применением взрывоопасных веществ.

Таблица 7 – Пожаро-, взрывоопасные и токсичные свойства сырья, полупродуктов, готового продукта и отходов производства

Наименование сырья, полупродуктов, готового продукта, отходов производства	Температура, °С.			Область воспламенения		Характеристика токсичности	Предельно допустимая концентрация в воздухе рабочей зоны производственных помещений, мг/м^3
	Вспышки	воспламенения	самовоспламенения	Нижний предел	Верхний предел		
1	2	3	4	5	6	7	8
Сильвинит молотый	не горюч, пожаро-, взрывобезпасен					2 класс опасности	пыль 5
Амины	200	304	_	_	_	2 класс опасности	1
Сухой ПАА Аккофлок А-110	накапливание пыли ведет к возгоранию					не токсичен	_
Твердые парафины	Не ниже 160	_	не ниже 300	Пожароопасны		4 класс опасности	300 в пересчете на углерод
Пылеподавитель	не ниже 130	_	не ниже 350	_	_	3 класс опасности	5 по моноэтиленгликолю
Смола карбамид-формальдегидная	_	_	450	Пожаровзрывобезопасна при нормальных условиях		2 класс опасности	0,5

Продолжение таблицы 7

Кислота соляная	1. Не горюча					2 класс опасности	5
Газойль каталитический	не ниже 62	_	не ниже 310	_	_	4 класс опасности	300
Карбамид	_	отсутствует до 220	715	_	_	3 класс опасности	10
	не горюч, пожаро-, взрывобезпасен						
Сода кальцинированная	не горюча, пожаро-, взрывобезпасна					3 класс опасности	2
Калий или натрий железистосинеродистый (ЖКС, ЖНС)	не горюч, пожаро-, взрывобезпасен					3 класс опасности	4
Природный газ – топливо	_	< 55	645	5	15	4 класс по ГОСТ 12.01.007-76	300 по ГОСТ 5542-87
Калий хлористый	не горюч, пожаро-, взрывобезпасен					3 класс опасности	пыль 5
Галитовые отходы	не горючи, пожаро-, взрыво- и радиоционно безопасны					не токсичны	_
Глинистые шламы	не горючи					не токсичны	_
Окись углерода (входит в состав дымовых газов при сгорании топлива)	_	610-658	_	12,5	74	4 класс опасности	20

В главном корпусе в процессе обогащения используются в качестве флотореагентов используются водные растворы аминов, этомина, гликолевого эфира, полиакриламида, карбамид-формальдегидной смолы. За исключением аминов и смолы эти вещества нетоксичны.

12.3 Классификация производства

В соответствии со СНиП II-90-81 все производства по взрывопожарной и пожарной опасности подразделяются на 5 категорий: А, Б, В, Г, Д.

Таблица 8 – Категории производственных помещений и зданий по пожарной опасности, степени огнестойкости, санитарной характеристике и классу зон электробезопасности

Наименование производственных зданий, помещений, наружных установок	Категория взрывопожарной и пожарной опасности помещений и зданий по НПБ-105-95	Классификация взрывоопасных зон внутри и вне помещений для выбора и установки электрооборудования по ПУЭ			Группа производственных процессов по санитарной характеристике по СНиП 2.09.04-87*	Средства пожаротушения
		класс взрывоопасности	категория и группа взрывоопасных смесей	наименование веществ, определяющих категорию и группу взрывоопасных смесей		
1	2	3	4	5	6	7
Главное производственное отделение	Д	В-IIа	взрывобезопасная	отсут.	2 в	1Водяная установка пожаротушения 2 Система сухотрубов 3 Разводка пожарных кранов, которые запитываются из хозяйственно-питьевого водопровода. 4 На рабочих местах порошковые огнетушители ОПУ-5 и ОПУ-10Г.
Сушильное отделение	Г	отсут.	IIА-TI	Метан Этан Пропан Бутан Пентан Гексан	2а, 2г	1 Газовая установка пожаротушения 2 Система сухотрубов 3 Разводка пожарных кранов, которые запитываются из хозяйственно-питьевого водопровода 4 На рабочих местах порошковые огнетушители

Продолжение табл. 8

1	2	3	4	5	6	7
Реагентное отделение	В	В-IIа	Взрыво-безопасная	Отсут.	2в	1 Разводка пожарных кранов, которые запитываются из хозяйственно-питьевого водопровода. 2 На рабочих местах огнетушители ОПУ-10Г
Здание компрессорной	Д	В-IIа	Взрыво-безопасная	Отсут.	2 в	1 На рабочих местах огнетушители ОПУ-5 и ОПУ-10Г
Галереи, перегрузочные узлы	Д	В-IIа	Взрыво-безопасная	Отсут.	2 д	1 Система сухотрубов 2 Огнетушители ОПУ-5 и ОП 10Г

Таблица 9 – Категории помещений по взрывопожарной и пожарной опасности

Категория помещений	Характеристика веществ и материалов
В Пожароопасная	горючие и трудногорючие жидкости; твердые горючие и трудногорючие вещества и материалы (в том числе пыли и волокна); вещества и материалы, способные кислородом воздуха или друг с другом только гореть, при условии, что помещения, в которых они имеются в наличии или обращаются, не относятся к категории А,Б
Г	негорючие вещества и материалы в горячем или расплавленном состоянии, процесс обработки которых сопровождается выделением лучистого тепла, искр и пламени; горючие газы, жидкости и твердые вещества, которые сжигаются или утилизируются в качестве топлива
Д	негорючие вещества и материалы в холодном состоянии

Минимальное допустимое расстояние от предприятия до населённых пунктов зависит от характера и количества возможных производственных выбросов в атмосферу.

Все химические производства в зависимости от этого делятся в соответствии со СНиП 245-71 на 5 классов Данное производство относится к I классу, так как к нему относятся все производства концентрированных минеральных удобрений. Химические предприятия располагаются за пределами санитарно- защитной зоны. Ширина такой зоны для предприятий I класса должна быть не менее 1000 метров.

12.4 Мероприятия по технике безопасности

На каждом рабочем месте должны быть обеспечены безопасные условия труда.

Все обслуживающие площадки, переходные мостики и лестницы должны быть прочными и устойчивыми, иметь перила высотой не менее 1м. Все монтажные проёмы и зумпфы, расположенные на нулевой отметке, должны быть ограждены перилами высотой не менее 1м. Все движущиеся и вращающиеся части оборудования, элементы привода и передачи должны иметь ограждения, исключающие доступ к ним во время работы.

При пуске оборудования необходимо обеспечить полную безопасность обслуживающего персонала. Пуск любого оборудования оповещается громкоговорящей связью с указанием наименования и технологической позиции запускаемого оборудования. Перед пуском оборудования, находящегося вне зоны видимости (ленточных и скребковых конвейеров), подаётся предупредительный звуковой световой сигнал.

Все конвейера, имеющие угол наклона более 6°, должны быть оснащены стопорными устройствами, препятствующими перемещениями груженой ленты в обратном направлении при остановке конвейера.

- рабочий должен помнить, что соблюдение норм технологического режима и инструкций по обслуживанию аппаратов - основа техники безопасности производства;

- запрещается находиться на территории рудоуправления, в цехе, на рабочем месте в нетрезвом состоянии;

- все обслуживающие площадки, переходные мостики и лестницы должны быть прочными, устойчивыми, иметь перила;

- необходимо быть осторожным, спускаясь и поднимаясь по внутренним и наружным лестницам;

- на рабочем месте и подходах к нему необходимо соблюдать чистоту и порядок – это залог производительно безопасной работы;

- производить уборку и чистку электродвигателей, частей оборудования и механизмов можно только после снятия напряжения;

- запрещается стоять и ходить в монтажном проеме при подъеме и спуске грузов;

- не производить никаких исправлений и чисток работающих механизмов на ходу;

- запрещается оставлять работающее оборудования без присмотра;

- запрещается сбрасывать вниз с площадок предметы;

- к огневым работам сварщик и резчик должны приступать только при наличие удостоверения на право их проведения и "Наряда-допуска на выполнения работ повышенной опасности" согласно "Правил пожарной безопасности в РФ" и Типовой инструкции по организации, проведению и безопасности огневых работ в ОАО "Уралкалий";

- о каждом несчастном случае пострадавший или очевидец обязаны сообщить непосредственному руководителю работ, которые обязаны обеспечить незамедлительное оказание первой медицинской помощи и, при необходимости, доставить пострадавшего в учреждение медицинской помощи, а также обеспечить до начала расследования обстоятельств и причин

несчастного случая, обстановки на рабочем месте, и оборудования такими, какими они были на момент происшествия (если это не угрожает жизни и здоровью работников и не приведет к аварии);

- для оказания первой медицинской помощи работающие обеспечиваются медицинскими аптечками.

- за нарушение правил и инструкций по технике безопасности виновные привлекаются к ответственности в установленном законом порядке.

12.5 Санитарно-технические мероприятия

Безопасность технологического процесса обеспечивается строгим соблюдением правил безопасности, соблюдением инструкций по охране труда и технике безопасности, пожарной безопасности для всех работающих в подразделении БКПРУ-3 ОАО "Уралкалий", обеспечением нормальных санитарно-гигиенических условий.

При производстве хлористого калия должны соблюдаться общие требования безопасности в соответствии с СП 2.2.2.1327-03, СанПиН 1.2.1330-03, НРБ-99, СП 2.6.1.798-99, ГН 2.1.5.1315-03, ГН 2.1.6.1338-03. Все работы с хлористым калием должны проводиться в соответствии с СанПиН 1.2.1077-01 и СП 1.2.1170-02.

Процесс производства хлористого калия в соответствии с нормативными документами по безопасному ведению процесса, санитарии, охране труда должен быть обеспечен:

1. приточно-вытяжной вентиляцией;

2. систематическим контролем массовой доли реагентов в воздухе рабочих помещений;

3. искусственным и естественным освещением в соответствии с нормами СНИП 23.05-95 в соответствии с группой производственного процесса необходимым составом бытовых помещений;

В главном корпусе обогатительной фабрики все источники пыли тщательно укрываются и оборудуются механической вытяжкой при помощи местных отсосов (аспирационные системы А-1, А-4, А-8), которые сблокированы с соответствующим технологическим оборудованием.

Аспирационные системы работают круглосуточно. Запыленный воздух, удаляемый аспирационными системами, перед выбросом в атмосферу

подвергается мокрой очистке в циклонах-промывателях. Пары реагентов и водяные пары посредством вытяжных систем В – 2, В – 9 — В – 16, В – 46 — В – 48 удаляются из-под укрытий мешалок и баков. Необходимый воздухообмен для ассимиляции паров реагентов и тепловлаговыделений достигается удалением загрязненного воздуха посредством местных отсосов и общеобменной вытяжки крышными вентиляторами из верхней зоны. Весь удаляемый воздух компенсируется механическим притоком с подачей его в рабочую зону с помощью приточных систем.

Воздуховоды приточных и аспирационных систем П-1 — П-8, П-9 — П-14 выполняются из тонколистовой стали по ГОСТ 3680-57. Воздуховоды вытяжных систем, изготавливаемые из черной стали, покрываются изнутри и снаружи, а приточных систем только снаружи составом по схеме:

1. грунт ХС-010 – 2 слоя;
2. перхлорированная эмаль ХСЭ – 2слоя;
3. лак ХСЛ – 2 слоя.

Согласно СНИП –23.05-95 работы при обслуживании оборудования на обогатительной фабрике БКПРУ-3 относятся к работам малой точности с размером объекта различения от 1 до 5 мм. Производственное здание в дневное время освещается естественным светом с помощью бокового освещения. Нормируемое значение коэффициента естественного освещения (КЕО) — 1. Искусственное освещение осуществляется точечными источниками света.

Согласно СНиП II-92-76 производственный процесс относится к группе 2 г, то есть, связан с воздействием влаги, вызывающим намокание специальной одеждой и обуви. Всвязи с этим санитарно-бытовые помещения предусматривают гардеробные, душевые, помещения и устройства для сушки специальной одежды и обуви.

Гардеробные – помещения, предназначеные для хранения домашней и специальной одежды. При них имеются:

1. площадь для размещения дежурного персонала из расчёта 2 м2 на каждые 100 человек;

2. уборная;

3. шкафы для хранения одежды.

Душевые размещены смежно с гардеробными. При душевых предусматриваются преддушевые. Душевые оборудованы ограждёнными с двух сторон открытыми кабинами.

Расчётное количество человек на одну душевую кабину для производственных процессов группы 2 г:

- мужчин – 3;
- женщин – 3.

Все работники фабрики обеспечиваются спецодеждой, спецобувью и средствами индивидуальной защиты на основании «Типовых отраслевых норм бесплатной выдачи рабочим специальной одежды, специальной обуви и других средств индивидуальной защиты» и в соответствии с «Перечнем специальной обуви и других средств индивидуальной защиты, подлежащих выдаче работникам обогатительных фабрик и отделений отгрузки готового продукта СП БКПРУ-1,-2,-3,-4 ОАО «Уралкалий».

12.6 Противопожарные мероприятия

По степени огнестойкости здание обогатительной фабрики относится ко II классу. Наибольшее допустимое количество этажей здания равно 10. Расстояние от наиболее удаленного рабочего места до ближайшего эвакуационного выхода в производственном помещении не зависит от объема производства категории Д и II степени огнестойкости. Противопожарное расстояние между производственными зданиями промышленного предприятия БКПРУ-3 не нормируется. Нормы первичных средств пожаротушения для производства категории Д:

1. Углекислотный огнетушитель ОУ-2, ОУ-5, ОУ-8 — 1 на площадь до 5000 $м^2$;

2. Пенные, химические огнетушители — 1 на площадь до 5000 $м^2$.

Для размещения первичных средств пожаротушения в производственных зданиях должны устанавливаться специальные пожарные щиты с набором: пенный огнетушитель — 1; углекислотный огнетушитель — 1; ящик с песком — 1; лом — 1; лопата — 1; ведро - 1.Пожарные щиты должны устанавливаться в помещениях на видных и общедоступных местах, по возможности ближе к выходам из помещения. Пожарный щит устанавливается из расчета 1 на площадь до 5000 м2.

Требования пожарной безопасности:

1. Все работники фабрики должны допускаться к работе только после прохождения противопожарного инструктажа;

2. Во всех производственных, административных, складских, вспомогательных помещениях на видных местах должны быть сделаны надписи, вывешены таблички с указанием номеров телефонов: диспетчера фабрики, оператора отделений, ВГСВ-2;

3. В помещениях и сооружениях при нахождении более 10 человек, должны быть вывешены планы (схемы) эвакуации людей в случае пожара, а также установлена система сигнализации и оповещения людей при пожаре;

4. Не допускается использования инструментов, дающих искру при ударе, при отсутствии их разрешается смазывать ударные части маслом;

5. Для отвода статического электричества все аппараты, трансмиссионные передачи, трубопроводы, сливные и наливные устройства должны быть заземлены;

6.Разогрев кранов, трубопроводов и другого оборудования с горючими и воспламеняющимися веществами разрешается проводить только горячей водой и паром;

7. Операции, связанные с применением ЛВЖ, ГЖ производить только с разрешения руководства цеха в хорошо проветриваемом помещении;

8.Хранение ЛВЖ и ГЖ в цехе разрешается в специально отведенных и оборудованных помещениях.

Все точки технологического оборудования, где могут возникнуть аварийные ситуации, опасные для жизни людей или приводящие к выходу из строя технологического оборудования, оснащены световой и звуковой сигнализацией.

Производственные помещения оборудованы телефонной и селекторной связью с пультом управления производством.

12.7 Расчет искусственного освещения диспетчерской главного корпуса фабрики БПКРУ-3

Диспетчерская главного корпуса обогатительной фабрики БКПРУ-3 представляет собой помещение длиной 9м, шириной 7м и высотой 4,2 м. Схема помещения указана на рисунке 23.

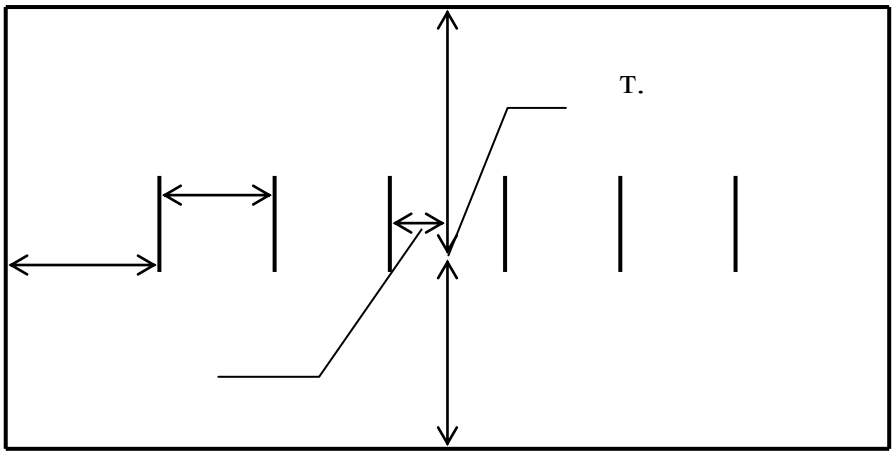


Рис. 23 – Схема помещения

В осветительных установках с люминесцентными лампами световой поток с единицы длины линии определяется из уравнения

$$F' = \frac{1000 \cdot E_н \cdot K \cdot h}{\mu \cdot \sum \varepsilon}, \qquad (50)$$

где $E_н$ - нормированное значение освещенности, Лк. При работах малой точности $E_н = 100$ Лк;

K - коэффициент запаса. Так как воздушная среда помещения содержит не более 5 мг/м^3 дыма и копоти, поэтому $K = 1$;

h - высота расположения светильников над рабочей поверхностью, м. Так как высота помещения – 4,2 м, а высота расположения рабочей поверхности над полом – 0,7 м, то $h = 3{,}5$ м;

ε - относительная освещенность в рабочей точке от светильников при удельном потоке ламп 1000 Лм/м;

μ - коэффициент, учитывающий действие удаленных светильников и многократное отражение светового потока. $\mu = 1{,}1$.

Относительная освещенность ε определяется по графикам линейных изолюкс или кривых равных значений относительной освещенности для заданного типа светильника в координатах L' и P'.

$$L' = \frac{L}{h} \qquad P' = \frac{P}{h},$$

где L и P - размеры, определяющие относительное положение ряда светильников и расчетной точки. Эти размеры определяются для каждого светильника.

Таблица 10 – Определение относительной освещенности

№ ряда	P	P'	L	L'	ε
1	3	0,86	3,5	1	62
2	1,8	0,51	3,5	1	110
3	0,6	0,17	3,5	1	135
4	0,6	0,17	3,5	1	135
5	1,8	0,51	3,5	1	110
6	3	0,86	3,5	1	62
–	–	–	–	–	$\sum \varepsilon = 614$

$$F' = \frac{1000 \cdot 100 \cdot 1{,}5 \cdot 3{,}5}{1{,}1 \cdot 614} = 777{,}32.$$

Световой поток одного ряда светильников

$$F_p = F' \cdot L,$$

где L - ширина помещения.

$$F_p = 777{,}32 \cdot 7 = 5441{,}22.$$

Определяем число светильников в ряду

$$N_p = \frac{F_p}{n \cdot F_л},$$

где n - количество ламп в светильнике, $n = 2$;

$F_л$ - световой поток лампы, Лм; $F_л = 3000$ Лм.

$$N_p = \frac{5441{,}22}{2 \cdot 3000} = 0{,}91 \approx 1.$$

Таким образом, для достижения необходимой освещенности в диспетчерской согласно требованиям СНиП необходимо установить 6 рядов светильников типа ОДОР 2×40 с лампами типа ЛХБ по одному в каждом ряду.

13 СТРОИТЕЛЬНАЯ ЧАСТЬ

13.1 Характеристика района строительства.

БПКРУ – 3 располагается в пятнадцати километрах на юго-восток от города Березники Пермской области.

Город Березники является крупным индустриальным центром Северного Урала, где наиболее развитие получила химическая промышленность, развитие минеральных удобрений.

Естественный рельеф района строительства завода резко пересечённый, с наличием большого числа глубинных и часто размываемых оврагов, что привело к необходимости размещения завода на площадках, рельеф которых не предназначен для застройки без больших по объёму планировочных работ.

Промплощадка БПКРУ-3 располагается на двух местных водоразделах, имеющих уклоны по склонам и логам.

Ближайшими населённым пунктом является деревня Балахонцы. С западной стороны промплощадки проходит автодорога Березники - Пермь. Севернее промплощадки – железнодорожная магистраль. Ближайшая водная судоходная магистраль – река Кама протекает в 12-13 километрах от БПКРУ – 3.Навигационный период длится 6-7 месяцев в году. Связь промплощадки с городом Березники и другими предприятиями осуществляется автотранспортом и железнодорожным транспортом от станции Балахонцы. Геологическое строение площадки характеризуется четвертичными и верхнепермскими отложениями. Среди четвертичных выделяются: насыпные грунты, делювиальные и элювиальные образования.

Наибольшая мощность насыпных грунтов отмечается на восточном и западном контуре промплощадке, где она достигает 4.6-5.0 метров. В остальной части территории эти грунты встречаются в виде небольших по мощности линз (0.6-1.5 м).

Насыпные грунты представлены суглинными, пылеватыми, гумуссированными, часто перемешиваемые с песком и строительным мусором. Плотность грунтов (по средней плотности скелета) изменяется от 1.45 до 1.6 т/м^3. Коэффициент пористости С=0.78, число пластичности 0.16.

Делювиальные грунты литологически представлены мягкопластичными суглинками, пылеватыми гнёздами.

Элювиальные грунты по пластичности относятся к суглинкам и глинам.

Верхнекамские отложения представлены мерилями, песчаниками и аргиллитами.

Грунтовые воды встречаются в виде верховодки отдельными линзами на глубине 1.5-5 метров. Водообильность их незначительная. Верхний слой установившихся грунтовых вод встречен на глубине 15-20 метров. Воды по составу хлоридонатриевые, слабоминерализованные с солесодержанием 1 г/л. По опыту эксплуатации калийных предприятий происходит значительное увеличение минерализации верховодки, до20 г/л.

Район строительства характеризуется умерено континентальным климатом с продолжительной и сравнительно холодной зимой. Минимальная температура воздуха в декабре не превышает минус 47° С. Максимальная температура в летние месяцы не превышает 36° С. Количество морозных дней в году – 197. Среднемесячная температура воздуха в летнее время 15-17.5° С, зимой минус 13.4-15.1° С.

Среднегодовое количество осадков составляет 501 мм и распределяется:

летом –3.3%;

весной- 26.8%;

осенью – 22.2%;

зимой – 18 %.

Наибольшее суточное количество осадков - 45 мм, среднегодовое количество дней с осадками – 191.

Устойчивый снеговой покров держится со второй половины ноября до середины апреля. Средняя высота снегового покрова за зиму – 81см, а в многоснежные зимы до 150 см.

Глубина промерзания грунта – 2.0 м для глинистых грунтов и 2.4 м для песков и супесей.

Наибольшие скорости ветра по месяцам колеблются от 17 до 20м/с. В летний период чаще всего преобладают ветры северного и северо-западного направлений, а в остальное время года ветры южных направлений. Среднее число штилевых ветров в году – 171.

Таким образом, климатологические данные района:

1. скоростной нормативный напор для II района на высоте 10 метров – 35кг/м^2;

2. снеговая нормативная нагрузка для V района – 200 кг/м^2;

3. расчётная зимняя температура 35 ° С;

4. глубина промерзания грунта – 2.2 метра.

13.2 Объёмно-планировочное решение.

Здание главного корпуса обогатительной фабрики находится на территории БПКРУ – 3.Построено в 1973 году по проекту П/Я В-2513 разработанному ГОСГОРХИМПРОЕКТ (г. Москва)

Объёмно-планировочные решения диктовались технологическими требованиями. Здание имеет прямоугольную форму в плане с унифицированными проходами, высотами, шагом и сеткой колонн.

В главном корпусе сблокированы:

- отделение флотации;
- отделение измельчения и классификации;
- отделение обезвоживания;
- отделения ёмкостей.

В строительный объём корпуса входят станции электроснабжения, встроенные бытовые помещения, ремонтные участки и т. д.

13.3 Конструктивные решения главного корпуса.

Производственная часть

Фундаменты главного корпуса отдельно-стоящие, столбчатые, густоармированные с анкерными болтами.

Каркас главного корпуса стальной, состоит из стальных колонн таврового сечения. Химзащита – 6-8 слоев ПХВ. Колонны стальные решётчатые и двутавровые. Для устойчивости установлены крестовые связи.

Подкрановые балки двутаврового сечения.

Несущие конструкции покрытия – стальные фермы и балки, по которым уложены плиты покрытия ПКЖ.

Перекрытия – монолитные железобетонные, густоармированные.

Ограждающие конструкции – стены панельные из ячеистого бетона толщиной 400 мм. Перегородки кирпичные из красного кирпича.

Ограждающие конструкции холодных галерей приняты: стены и перекрытия из сборных железобетонных камней и плит заводского изготовления.

Покрытия двускатные уклон 1,5 % без фонарей.

Кровля плоская. Состав (сверху вниз):

- гравий втопленый в битумную мастику $\delta = 50$ мм;
- слоя рубероида на резинобитумной мастике;
- выравнивающий слой – асфальтовая стяжка $\delta = 30$ мм;
- утеплитель – пенобетон $\gamma = 600$ кг/м^3 $\delta = 200$ мм;
- шлакобетон $\delta =$ от 0 до 60 мм;
- пароизоляция – промазка горячим битумом;
- сборные железобетонные плиты перекрытия марки ПКЖ.

13.4 Компоновка оборудования.

Компоновочные решения выполнены в соответствии с “Нормами технологического проектирования предприятий калийной промышленности ВИТП-79” и “Общероссийскими нормами технического проектирования ОНТПЧ-81”.

Компоновочные решения предусматривают:

- достижение максимальной блокировки оборудования в минимальном количестве производственных корпусов;
- обеспечение максимальной самотечности процесса;
- возможность выделения пусковых комплексов без остановки и с минимальными затратами;
- возможность осуществления строительно-монтажных и ремонтных работ прогрессивными методами;
- возможность внедрения в перспективе более совершенной технологии;
- наиболее широкое применение сборных железобетонных конструкций;
- полную механизацию удаления проливов и просыпей без потерь полезного компонента.

В соответствии с требованиями СНИП II-46—75 “Промышленный транспорт” и СНиП II-М2-75К “Производственные здания промышленных предприятий” всё оборудование технологического комплекса размещено в укрытых зданиях и помещениях.

Главный корпус.

Технологическое оборудование главного корпуса размещено в многопролётном здании с переменной высотой.

В осях Г-Д главного корпуса находится отделение обезвоживания галитового отвала. На отметке +15.000 находятся 2-е батареи гидроциклонов

(1 рабочая, 1 резервная) по четыре гидроциклона ГЦ-500 в каждой батарее (Х-2). Также на отметке +11.400 расположены ленточные вакуум-фильтры (Х-3).

В осях Д-Е главного корпуса на отметке 4.270 размещены сгустители диаметром 25 метров для осветления насыщенных щелоков. В пролёте Д-Е на отметках с +14.000 до +18.000 размещено отделение флотации. В том числе на отметке +17.800 расположена флотомашина (Ф-5А), используемая на стадии основной сильвиновой флотации.

В пролёте Е-И установлено следующее оборудование: На отметке +14.400 расположен отстойник Брандеса. В данном пролете также расположены гидроциклоны (К-2), дозаторы (М5-5, М5-6, М5-7).

В пролёте И-К расположены вакуум-фильтры (К-3).

В компоновочных решениях фабрики учтён естественный перепад высот рельефа, как в целях обеспечения самотечного движения основных технологических потоков, так и для наиболее совершенной организации системы сбора проливов и смыва полов.