

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И МОЛОДЁЖНОЙ ПОЛИТИКИ
СВЕРДЛОВСКОЙ ОБЛАСТИ
Государственное автономное профессиональное образовательное
учреждение Свердловской области
«Красноурьинский индустриальный колледж»
(ГАПОУ СО «КИК»)**

**Учебно-практическое пособие
по учебной дисциплине ПМ.01 Подготовка и ведение технологического
процесса производства цветных металлов и сплавов МДК Металлургия
легких цветных металлов
для специальности
22.02.02 Металлургия цветных металлов**

**Красноурьинск,
2019**

**Методические указания по выполнению практических работ
для МДК. 01.02.Металлургия легких цветных металлов
для специальности 22.02.02**

Металлургия цветных металлов

Содержание

Пояснительная записка	4
Практическая работа №1. Разработка аппаратурно-технологической схемы производства глинозема по способу Байера	5
Практическая работа №2 .Разработка аппаратурно-технологической схемы производства глинозема сухим щелочным способом	32
Практическая работа №3. Разработка аппаратурно-технологической схемы производства обожженных анодов.	51
Практическая работа №4.Расчеты показателей процесса электролиза, количества электролизеров и производительности серии.	97
Практическая работа №5. Разработка транспортно-технологической схемы производства алюминия.	101
Практическая работа №6. Монтаж и демонтаж электролизеров.	105
Практическая работа №7. Обжиг, пуск, послепусковой период.	121

Пояснительная записка

Методические указания для выполнения практических работ по **МДК.01.02. Металлургия легких цветных металлов** содержат необходимые теоретические сведения и практические задания, предназначенные для студентов специальности **22.02.02 Металлургия цветных металлов**.

МДК.01.02. Металлургия легких цветных металлов является частью ПМ.01 Подготовка и ведение технологического процесса производства цветных металлов и сплавов и изучается в течение одного семестра. В ходе изучения МДК.01.02 рассматриваются следующие вопросы: физико-химические свойства легких цветных металлов (алюминия), теоретические и практические основы процессов производства этого металла, сырье и материалы, используемые в процессе, требования к ним и способы их производства, конструкции основного оборудования, ведение процесса электролиза, технико-экономические показатели процесса, экологические требования к процессу.

На изучение МДК.01.02 отводится 133 часа, из них 50 часов на практические работы.

Данный материал содержит методические указания для выполнения 7-ми практических работ. Каждая практическая работа содержит, теоретическую часть, практические задания и контрольные вопросы.

Цель методических указаний – предоставление необходимой информации для выполнения практических работ по МДК.01.02, в ходе которых обучающиеся закрепляют полученные теоретические знания и освоенные практические умения.

Практическая работа №1

Тема: Разработка аппаратурно - технологической схемы производства глинозема по способу Байера.

Цель работы: Освоить последовательность операций по переработке бокситов, используемое оборудование, параметры, поддерживаемые на переделах.

Теоретические сведения

Способ Байера представляет собой замкнутый цикл, сущность которого можно описать обратной реакцией:



При протекании реакции слева направо происходит извлечение глинозема из боксита едким натрием с образованием раствора алюмината натрия.

При протекании реакции в обратном направлении раствор алюмината натрия разлагается с выделением гидрата окиси алюминия в твердую фазу.

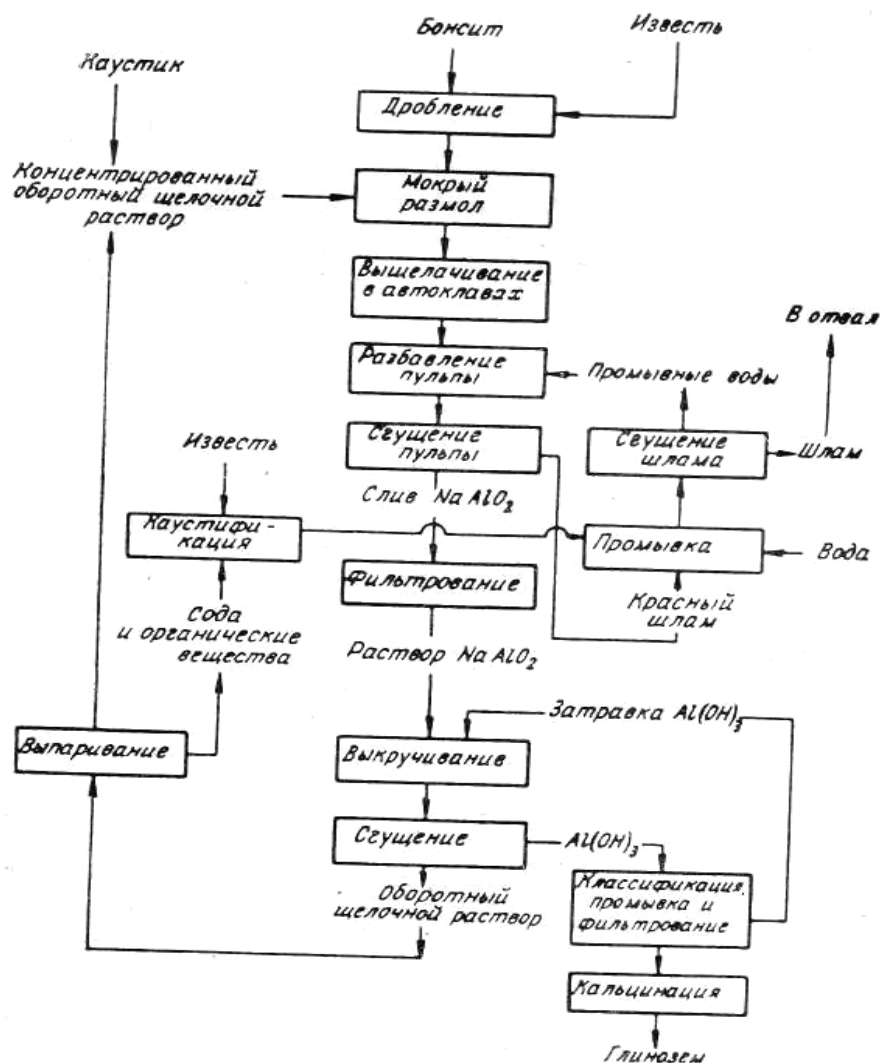


Рисунок 1- Технологическая схема производства глинозема из бокситов по способу Байера

Боксит поступает из рудника, подвергается предварительной подготовке- дроблению, измельчению.

После подготовки боксит выщелачивают в автоклавах (реже в мешалках) раствором едкого натрия для извлечения из боксита глинозема в раствор алюмината натрия.

В результате выщелачивания боксита получается пульпа, состоящая из раствора алюмината натрия и нерастворенного остатка (красного шлама). Пульпу разбавляют промывными водами (поступающими от промывки красного шлама) и направляют на сгущение для отделения алюминатного раствора от красного шлама.

Красный шлам промывают водой и удаляют за пределы завода.

Алюминатный раствор, сливаемый из сгустителя, подвергают осветлению(фильтрованию) для полного отделения от него частиц красного шлама.

Осветленный алюминатный раствор смешивают с гидроокисью алюминия (затравка) и подвергают медленному перемешиванию- выкручиванию. В результате этой операции алюминатный раствор разлагается с выделением в осадок кристаллической гидроокиси алюминия.

Полученную пульпу, состоящую из гидроокиси алюминия и маточного раствора, сгущают, 25-50% сгущенной гидроокиси алюминия подают на фильтрование и промывку, остальную гидроокись подают на затравку для следующего цикла выкручивания.

Промытую гидроокись алюминия подвергают кальцинации(прокаливание при высоких температурах), получается безводный глинозем, направляемый на электролиз.

Маточный щелочной раствор после выкручивания и промывные воды от промывки гидроокиси алюминия поступают на выпаривание для повышения их концентрации.

Из концентрированного маточного раствора выпадает некоторое количество кристаллической соды, которая образуется от взаимодействия едкого натра с примесями карбонатов в бокситах и углекислотой воздуха. Соду отделяют от раствора и каустифицируют (обработка соды гашеной известью, образуется едкий натр и углекислый кальций). Пульпу, полученную от каустификации, сгущают вместе с красным шламом.

Концентрированный маточный раствор поступает в автоклавы для выщелачивания новой порции бокситов.

При переработке бокситов(бемито-диаспоровых) по способу Байера на производство 1т Al_2O_3 требуется:

- боксита 1,2-2,35т
- Na_2O (твердого) 90-95кг

Подготовка бокситов (дробление)

В зависимости от минералогического состава и физико-химических свойств боксита подготовка может быть различной и включать такие процессы, как обогащение, дробление (крупное и среднее), тонкое измельчение (сухое и мокрое), сушку и обжиг.

Один из видов обогащения бокситов- мойка проточной водой, для отделения от боксита песка и глины. Эту операцию ведут на местах добычи боксита и применяют для глинистых разновидностей боксита.

Обычно бокситы, добываемые на рудниках, не подвергаются обогащению, сразу поступают на глиноземные заводы. Перед отгрузкой бокситов их сушат для удаления гигроскопической влаги, для предотвращения смерзания при транспортировке.

Поступивший боксит по размерам кусков достигает 40-50см, подвергается дроблению- крупное и среднее.

При крупном дроблении размеры кусков доводят до 10-15см.

При среднем дроблении размер кусков доводят до 4см.

Крупное дробление производят на щековых дробилках.

Среднее дробление производят на конусных или щековых дробилках.

Для дробления применяются также молотковые дробилки, тип дробилки определяет твердость боксита.

После дробления боксит поступает на склад, где создается оперативный запас на 20-30 суток.

Перед подачей боксита на выщелачивание проводится размол в шаровых мельницах сухого или мокрого размола, работающих в замкнутом цикле с классификаторами и гидроциклонами.

Мокрый помол боксита применяют не только для удобства выполнения размола, но и для осуществления начальной стадии выщелачивания. Измельчение ведется при 90-95⁰С (температура оборотного раствора 105-110⁰С). Крупность после размола 95% < 0,1мм.

Положительное значение может иметь обжиг, способствующий извлечению глинозема при выщелачивании трудно вскрываемых диаспоровых бокситов, одновременно обжиг способствует разрушению органических веществ, присутствующих в боксите и переходящих в алюминатный раствор при их выщелачивании.

Выщелачивание боксита

Основные реакции при выщелачивании. Операция выщелачивания боксита заключается в обработке руды, растворами едкого натра или оборотным щелочным раствором при давлении выше атмосферного, для перевода Al₂O₃ из сырья в растворимую форму- алюминат натрия (NaAlO₂).

Собственно взаимодействие начинается с момента первого контакта оборотного раствора и боксита при мокром размоле, однако наибольшая скорость и полнота достигается на пределе выщелачивания.

Химизм выщелачивания основных компонентов боксита (Al₂O₃, Fe₂O₃, SiO₂ и TiO₂) сводится к следующему.

Глинозем в боксите содержится в форме гидратов, при взаимодействии с едким натром, переходит в раствор в виде моноалюмината натрия по двум следующим реакциям:

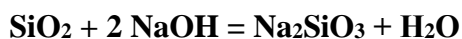


Скорость взаимодействия глиноземсодержащих минералов в первую очередь зависит от их минералогической формы. Исследования показали, что скорость выщелачивания (растворение в едкой щелочи) расположены в следующем порядке:

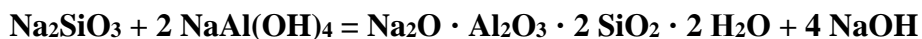


Наибольшая активность присуща гидраргилиту (гиббситу) - Al(OH)₃, для выщелачивания достаточно температура ниже 100⁰С. Для бемита не ниже 170⁰С, для диаспора - не ниже 230⁰С

Кремнезем - взаимодействует с едким натрием в два этапа:



Силикат натрия, взаимодействуя далее в растворе с алюминатом натрия, дает нерастворимый гидроалюмосиликат натрия:



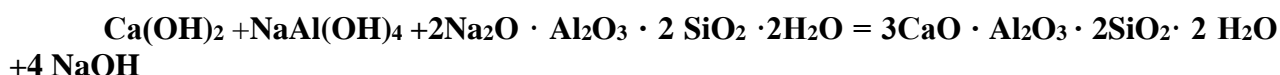
Этот процесс приводит к очистке алюминатных растворов от SiO_2 – обескремниванию, но влечет к некоторым потерям щелочи и извлеченного глинозема в твердую фазу – красный шлам. Отметим что для способа Байера в известной мере характерно совмещение процессов выщелачивания и обескремнивания при обработке бокситов раствором едкого натра.

Полнота обескремнивания алюминатного раствора характеризуется – кремниевым модулем, отношением по массе Al_2O_3 к SiO_2 в растворе:

$$\beta = \text{Al}_2\text{O}_3 / \text{SiO}_2$$

Чем выше кремниевый модуль, тем выше полнота обескремнивания раствора, обескремнивание начинается в самом автоклаве, но достигается максимального значения при разбавлении концентрированного алюминатного раствора и отделении его от красного шлама.

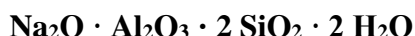
Некоторое количество кремнезема все же остается в растворе, загрязняя его. С повышением содержания SiO_2 в боксите возрастают потери Al_2O_3 и Na_2O в шлам. Поэтому по способу Байера перерабатываются бокситы с содержанием кремнезема 2-5%. Для уменьшения потерь щелочи в красный шлам выщелачивание проводится в присутствии извести (3-5% от массы боксита), часть кремнезема связывается в алюмосиликат кальция:



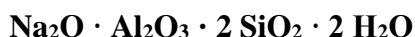
Скорость взаимодействия SiO_2 зависит от минералогической формы кремнезема. Кремнезем в боксите находится в форме кварца, коллоидной кремнекислоты (опала), каолинита и др. алюмосиликатов.

Кварц наименее активная форма при атмосферном давлении не растворяется едком натре, начинает реагировать со щелочным раствором при 125⁰С.

Опал наоборот активно реагирует со щелочными растворами с образованием силиката натрия- Na_2SiO_3 , затем реагирует с алюминатом натрия, образуя не растворимый гидроалюмосиликат натрия:

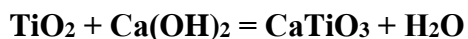


Каолинит вступает во взаимодействие с алюминатным раствором, сразу образуя гидроалюмосиликат натрия:



Двуокись титана TiO_2 при высоких температурах в концентрированных щелочных растворах, при отсутствии в бокситах соединений кальция, растворяется с образованием титаната натрия ($\text{Na}_2\text{O} \cdot 2\text{TiO}_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$), выпадающего затем в твердую фазу, происходит потеря щелочи. Скорость образования ($\text{Na}_2\text{O} \cdot 2\text{TiO}_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$) весьма велика, особенно в сравнении с растворением трудно вскрываемых бемита и диаспора, что приводит к образованию пленок на зернах глиноземосодержащих соединений. Для снижения потерь щелочи и предотвращения образования пленок обеспечивается присутствием извести. Взаимодействие TiO_2 с $\text{Ca}(\text{OH})_2$ приводит к образованию CaTiO_3 (титанатасальция),

который выпадает в осадок и не образует пленок на поверхности глиноземосодержащих соединений, по реакции:



Скорость и полнота взаимодействия TiO_2 со щелочью зависит от его минералогической формы. Содержание TiO_2 в бокситах 1-3% поэтому потери щелочи и образование пленок незначительны.

Соединения железа. Присутствует в бокситах в форме сульфидов - пирита (FeS_2), оксидов и гидрооксидов.

FeS_2 при выщелачивании переходит в раствор в виде сульфида натрия, связывая этим некоторое количество едкого натра и снижается каустическое отношение. Ухудшается отстаивание красного шлама. Пирит при взаимодействии со щелочью образует соединение гидрокситиоферрата натрия:



загрязняет гидроксид алюминия, а затем глинозем железом.

Оксиды и гидроксиды инертны в щелочных растворах, в зависимости от их минералогической формы изменяется отстаивание красного шлама.

В результате выщелачивания бокситов по способу Байера получается раствор моноалюмината натрия, загрязненный небольшим количеством примесей - соединения кремния, фосфора, хрома, ванадия, галлия, серы и органическими веществами. Основную массу твердого остатка - красного шлама составляет окись железа и гидроалюмосиликат натрия.

Влияние различных факторов на выщелачивание бокситов

Условия выщелачивания боксита в автоклавах влияют на полноту извлечения глинозема, а также на скорость перехода глинозема в раствор. В каждом случае находятся опытным путем.

Наиболее важные условия (факторы) влияющие на скорость и степень выщелачивания глинозема:

1. продолжительность выщелачивания
2. концентрация щелочного раствора
3. каустические отношения обратного и алюминатного растворов
4. давление (температура) внутри автоклава.
5. тонина помола
6. добавки извести
7. скорость перемешивания пульпы

Технология выщелачивания

Процесс выщелачивания бокситов в способе Байера производится в автоклавных батареях. Современная батарея – это непрерывно действующая установка, состоит из трех основных групп:

- подогреватели;
- автоклавы;
- сепараторы (самоиспарители) пара.

В производстве используются два типа автоклавов:

- с нагревом острым паром;
- глухим нагревом и перемешиванием.

Автоклав с нагревом острым паром (рис. 2) представляет собой клепаный или сварной цилиндр большой механической прочности, установленный вертикально.

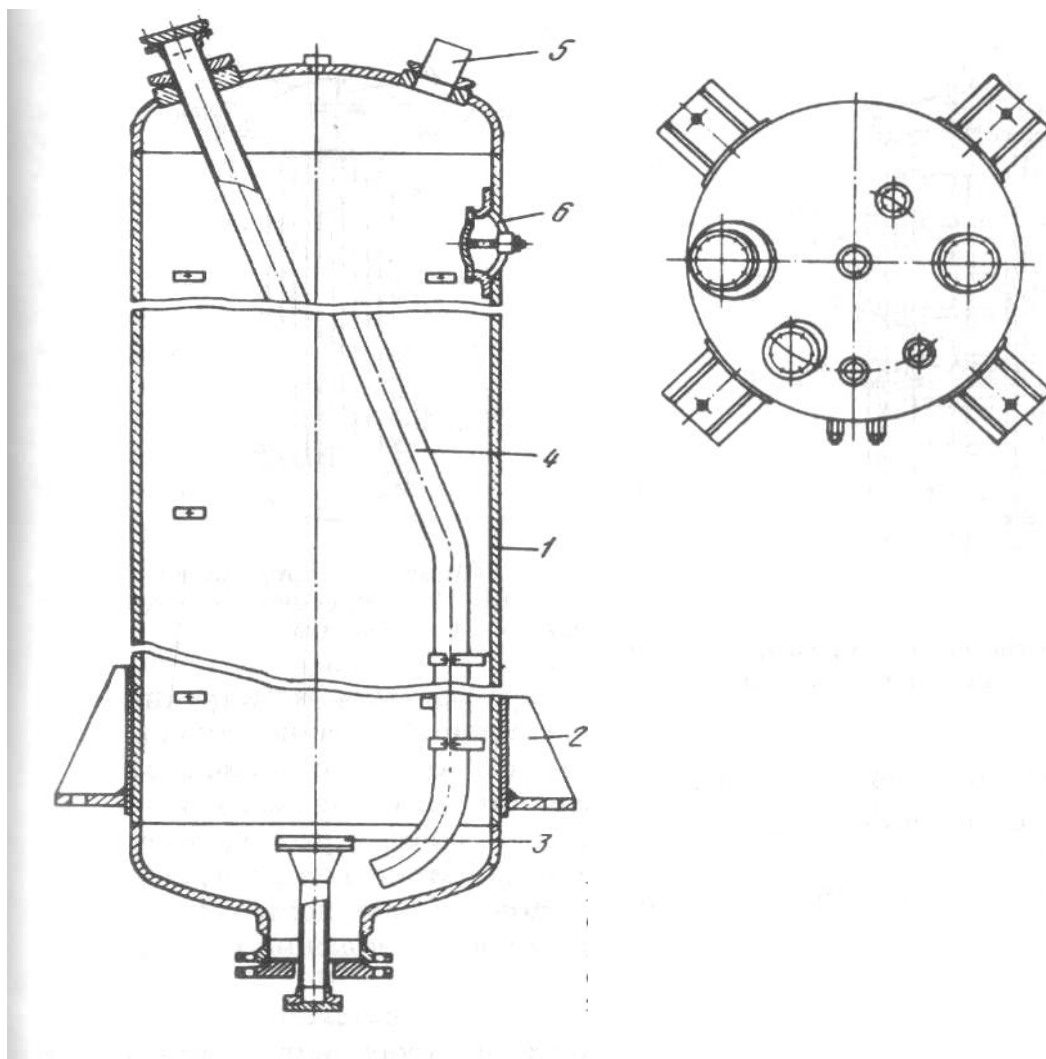


Рисунок 2 - Автоклав с нагревом пульпы острым паром:

1- цилиндрический сосуд; 2- лапы; 3- сопло; 4- разгрузочная труба; 5- загрузочная труба; 6- ремонтный люк.

Автоклав имеет сферическое верхнее и нижнее днище. В верхнем днище расположены отверстия для подачи бокситовой пульпы, манометр и предохранительный клапан. Через верхнее днище пропущена вертикальная труба, не доходящая до низа автоклава, через которую выдавливают пульпу в следующий автоклав. У греющих автоклавов нижнее днище оканчивается патрубком, через который подается острый пар. Наружная часть покрыта теплоизоляцией. Для безопасной работы автоклава запас прочности для стали принимается примерно 7, для работы при давлении 20-50атм.

Преимущества данного автоклава- простота конструкции и обслуживания.

Недостатки: низкий термический КПД батарей из-за двух ступеней сепарации, разбавление пульпы конденсатом греющего пара.

Автоклавы с глухим нагревом и перемешиванием. По внешнему виду этот автоклав (рис.3) представляет собой автоклав с нагревом острым паром. Отличие в том, что внутри автоклава устанавливаются нагревательные трубы1, в которые подается пар. Выделяющееся при конденсации пара тепло через стенки трубки передается пульпе. Конденсат из трубок непрерывно выводится в сепаратор. Для перемешивания пульпы внутри автоклава устанавливается механическая мешалка2. Загрузка осуществляется через штуцер3, установленный в верхней сферической части. Выгрузка пульпы осуществляется через штуцер4 установленный в нижней цилиндрической части. Паровой штуцер5 установлен в верхней сферической части. Штуцер6 для конденсата устанавливается в нижней сферической части автоклава.

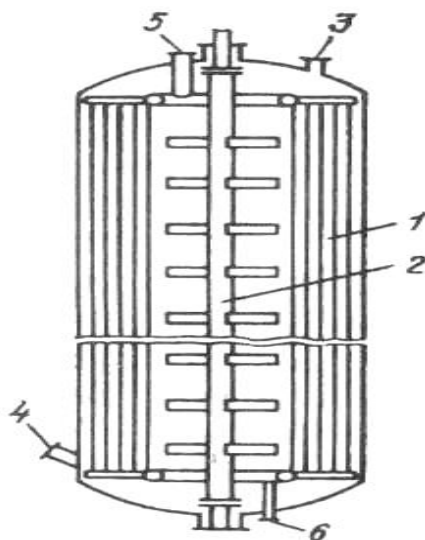


Рисунок 3 - Автоклав с глухим нагревом пульпы и перемешиванием:

1-нагревательные трубки; 2- механическая мешалка; 3- загрузочный штуцер пульпы; 4- разгрузочный штуцер пульпы; 5- паровой штуцер; 6- штуцер конденсата

Промышленные автоклавы бывают различных размеров:

- рабочий объем 20-70м³
- высота корпуса 5,4-15,2м
- наружный диаметр 1,6-3,0м
- толщина стенки 16-32мм

Подогреватели. Широкое применение получили трубчатые (кожухотрубные) подогреватели с плавающей головкой(Рис.4). Стальной корпус1 закрыт сверху и снизу крышками2, пучок труб закреплен внутри кожуха в трубных решетках3. Одна решетка жестко скреплена с кожухом, другая может свободно перемещаться, что предупреждает деформацию трубок при нагревании и облегчает разборку и чистку аппарата. Свободное пространство между верхней трубной решеткой и крышкой разделено перегородкой4 на

две части, поэтому пульпа делает в подогревателе два хода- сначала она опускается по трубкам подогревателя, затем поднимается. Греющий (сепараторный) пар подается в межтрубное пространство, где конденсируясь, отдает тепло пульпе через стенки трубок. Теплообменники с поверхностью нагрева 38 м^2 имеют следующие размеры:

- диаметр кожуха 600мм
- количество трубок 56 диаметром 32 мм и длиной 6,9м
- скорость пульпы 1,0-1,5м/сек

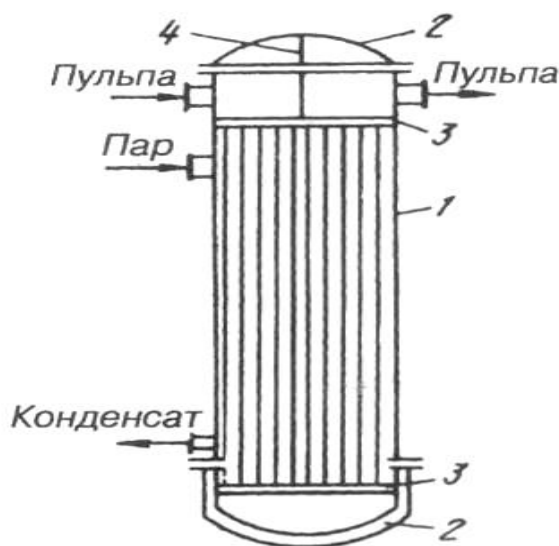


Рисунок 4 - Трубчатый подогреватель: 1 - корпус; 2- крышки; 3- трубные решетки; 4- перегородка

Сепараторы (самоиспарители) (рис.5) применяются в автоклавных батареях всех типов для решения двух задач:

- снижение температуры пульпы до значений ниже температуры кипения;
- отделения пара самоиспарения.

В батареях с автоклавами с нагревом острым паром предусматривается сепарация двух ступеней.

Сепаратор первой ступени имеет форму и размеры автоклава. Пульпа охлаждается до 180°C , а полученный пар с давлением батм используется в теплообменниках для нагрева пульпы.

Сепаратор второй ступени по своей форме представляет автоклав меньших размеров. Во втором самоиспарителе пульпа охлаждается до $105-108^{\circ}\text{C}$, а полученный пар используется для нагрева воды, идущей на промывку шлама.

На всех сепараторах посередине цилиндрической части приварена труба, по которой поступает пульпа. Пульпа выпускается через нижнее днище, а пар проходя через отбойную металлическую сетку, отбирается по паропроводу, подсоединенному к верхнему днищу. В результате резкого снижения давления (с 30атм до батм) пульпа в самоиспарителе вскипает с вытеснением большого количества пара.

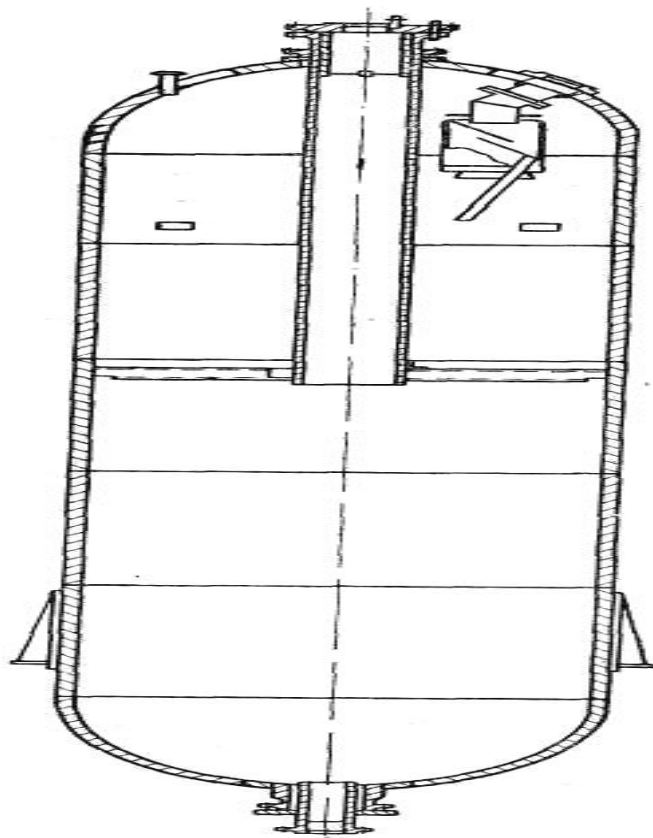


Рисунок 5 - Самоиспаритель

Окончательное снижение давления автоклавной пульпы до атмосферного осуществляется в баковой аппаратуре, где пульпу разбавляют промывными водами, полученными от промывки красного шлама.

В промышленности для выщелачивания бокситов применяются автоматизированные батареи непрерывного действия, состоящие из аппаратов работающих в последовательной цепи (Рис.6):

- насоса для нагнетания в систему сырой бокситовой пульпы, поступающей из шаровых мельниц;
- подогревателей бокситовой пульпы 2;
- батарей соединенных последовательно автоклавов 1;
- системы сепараторов (испарителей) для отделения пара от выгружаемой автоклавной пульпы3;
- мешалка для пульпы 4.

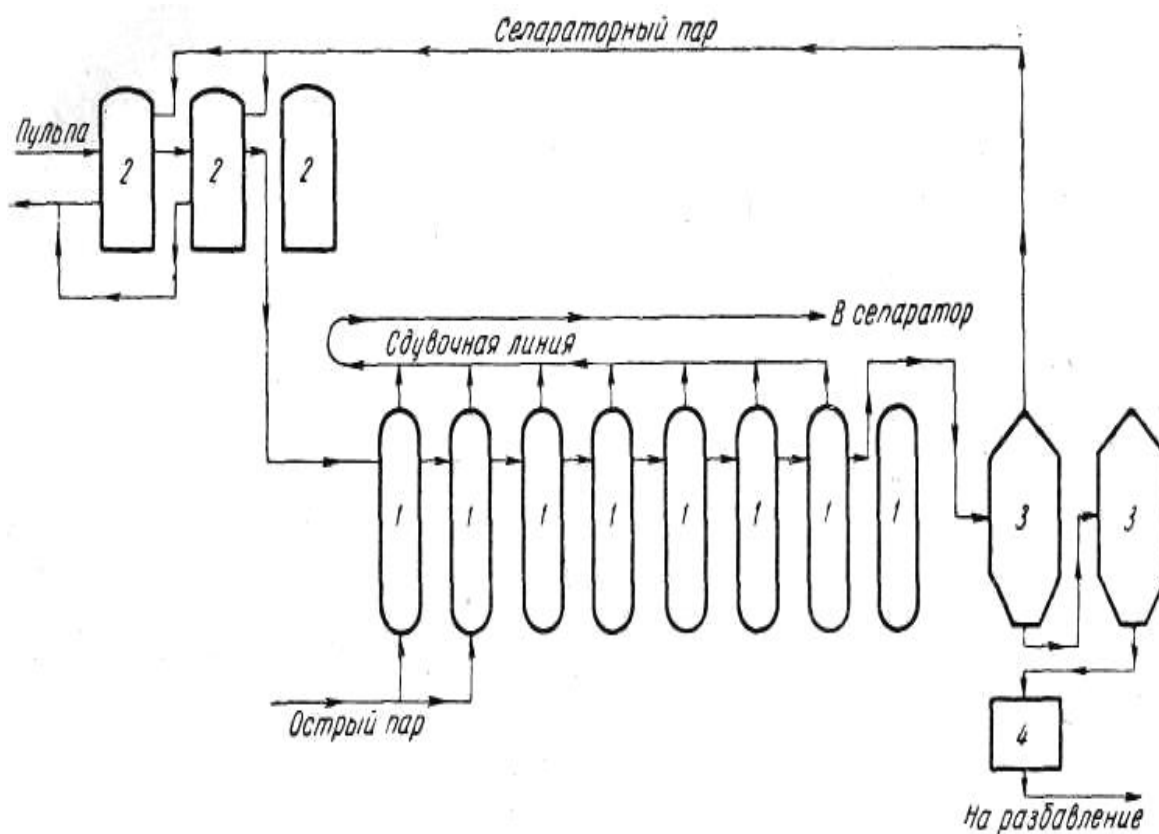


Рисунок 6 - Схема расположения аппаратов при непрерывном выщелачивании бокситов

Выщелачивание обратными щелочными растворами диаспоро - бемитных бокситов в непрерывно действующей батарее автоклавов ведут при 205-225⁰С, что соответствует давлению пара 25-30атм. Под этим давлением бокситовую пульпу подают в установку насосами. Пульпа сначала поступает в подогреватели (двухходовые трубчатые теплообменники), соединенные последовательно в батарею.

Чтобы предотвратить выделение гидроалюмосиликата натрия на греющих поверхностях теплообменников, пульпу предварительно выдерживают в мешалке при 95-100⁰С. Для нагрева пульпы в нагревателях используется сепараторный пар, температура пара 165⁰С (давление батм), что позволяет нагревать пульпу до 140-150⁰С, подогревать пульпу выше этой температуры нецелесообразно, т.к. на греющих поверхностях откладывается осадок алюмотитанокальциевых соединений, содержащих также Fe₂O₃. Окончательный нагрев пульпы до температуры выщелачивания, происходит острым паром, подаваемым в первые два автоклава батареи, под давлением 25-30атм. Требуемое пребывание пульпы в автоклавах для максимального извлечения глинозема составляет 2-2,5ч, обычно это 10 автоклавов, два первых являются «греющими», остальные «реакционными». По мере перемещения пульпы по автоклавам температура падает на 15-20⁰С. Из последнего автоклава по разгрузочной трубе вытесняется в самоиспаритель (сепаратор пара).

В таблице ниже приведен примерный состав и свойства бокситовой пульпы до и после выщелачивания.

Таблица

Свойства и состав	Пульпа, поступающая в автоклавную батарею	Пульпа, выходящая из самоиспарителя
Плотность, г/см ³	1,62	1,55
Отношение ж:т	3:1	9:1
α_k щелочного раствора	3,7-3,8	—
α_k алюминатного раствора	—	1,7-1,8
Na_2O_k щелочного раствора, г/л	300-310	—
Al_2O_3 щелочного раствора, г/л	110-130	—
Na_2O_k алюминатного раствора, г/л	—	190-200
Al_2O_3 алюминатного раствора, г/л	—	160-170

Извлечение глинозема из боксита при выщелачивании составляет около 85%, при этом, чем менее боксит загрязнен кремнеземом (больше его кремниевый модуль), тем выше извлечение и наоборот.

Производительность автоклавной батареи по пульпе можно определить по формуле:

$$Q = (n \cdot V/t) \cdot \gamma \cdot \eta$$

Q – производительность, т/час

n – число автоклавов в батарее, шт

V – рабочий объем каждого автоклава, м³

t – время прибивания пульпы в автоклавах, час

γ – плотность пульпы загружаемой в первый автоклав, г/см³

η – коэффициент использования автоклавной батареей (отношение числа рабочих часов в году к общему числу часов в году)

Разбавление автоклавной пульпы и отделение алюминатного раствора от красного шлама

Автоклавную пульпу, разгружаемую из самоиспарителя, направляют на разбавление.

Цель этой операции – снижение концентрации алюминатного раствора и увеличение отношения Ж : Т в пульпе. Производится это с целью:

- обеспечить в дальнейшем эффективность процесса разложения (выкручивания) алюминатного раствора с выделением гидрооксида алюминия;
- более глубоко обескремнить алюминатный раствор;
- облегчить отстаивание (сгущение) красного шлама;
- уменьшить износ фильтровальных полотен под влиянием алюминатного раствора во время его осветления.

Процесс обескремнивания алюминатного раствора протекает при выщелачивании, разбавлении автоклавной пульпы и сгущении красного шлама.

После выщелачивания в автоклаве кремневое отношение ($\beta = \text{Al}_2\text{O}_3 / \text{SiO}_2$) алюминатного раствора составляет ≈ 180 . При разбавлении автоклавной пульпы кремневое отношение повышается до ≈ 300 . Это происходит в силу того, что с понижением концентрации алюминатного раствора, растворимость в нем алюмосиликата натрия ($\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2 \text{SiO}_2$) уменьшается.

На практике после выщелачивания бокситов получается алюминатный раствор с содержанием до 200-250 г/л Al_2O_3 и с низким кремниевым отношением. При разбавлении таких алюминатных растворов происходит пересыщение их алюмосиликатом натрия, избыток которого (против равновесного) выпадает в твердую фазу (красный шлам).

При разбавлении алюминатного раствора понижается его вязкость, облегчается оседание частиц шлама. Скорость оседания твердых частиц можно выразить уравнением Стокса:

$$W_o = 1/18 \cdot d^2 \cdot (\gamma_1 - \gamma_2) \cdot 1/\mu$$

W_o – скорость оседания частицы, м/сек

d – диаметр частицы, м

γ_1 – плотность частицы, кг/м³

γ_2 – плотность среды, кг/м³

μ – коэффициент вязкости среды, кг·с/м²

Из уравнения видно, при разбавлении пульпы будет ускоряться отстаивание частиц красного шлама: вследствие снижения вязкости алюминатного раствора (μ) и из-за уменьшения его плотности.

Автоклавную пульпу разбавляют в чанах с мешалками, куда направляют промывные воды от промывки красного шлама. Объем пульпы увеличивается в два раза, плотность разбавленной пульпы 1,28 г/см³, Ж:Т = 19,5 : 1.

Отделение алюминатного раствора от красного шлама и промывку красного шлама проводят в системе действующих сгустителей (промывателей), применяют однокамерные (одно ярусные) рис. 7 и многокамерные (многоярусные) сгустители.

При сгущении красного шлама поддерживается режим:

- температура пульпы 90-100⁰С;
- содержание твердых частиц в сливе (алюминатный раствор) не более 1 г/л
- отношение Ж : Т в шламе 3,5 : 1.

Продолжительное время для отделения красного шлама промывки применялись многоярусные (3-х и 5-ти) сгустители, параллельного действия. Считалось, что по сравнению с одноярусными они имеют преимущества:

- уменьшается расход железа на сооружения;
- сокращается площадь отделения сгущения и промывки.

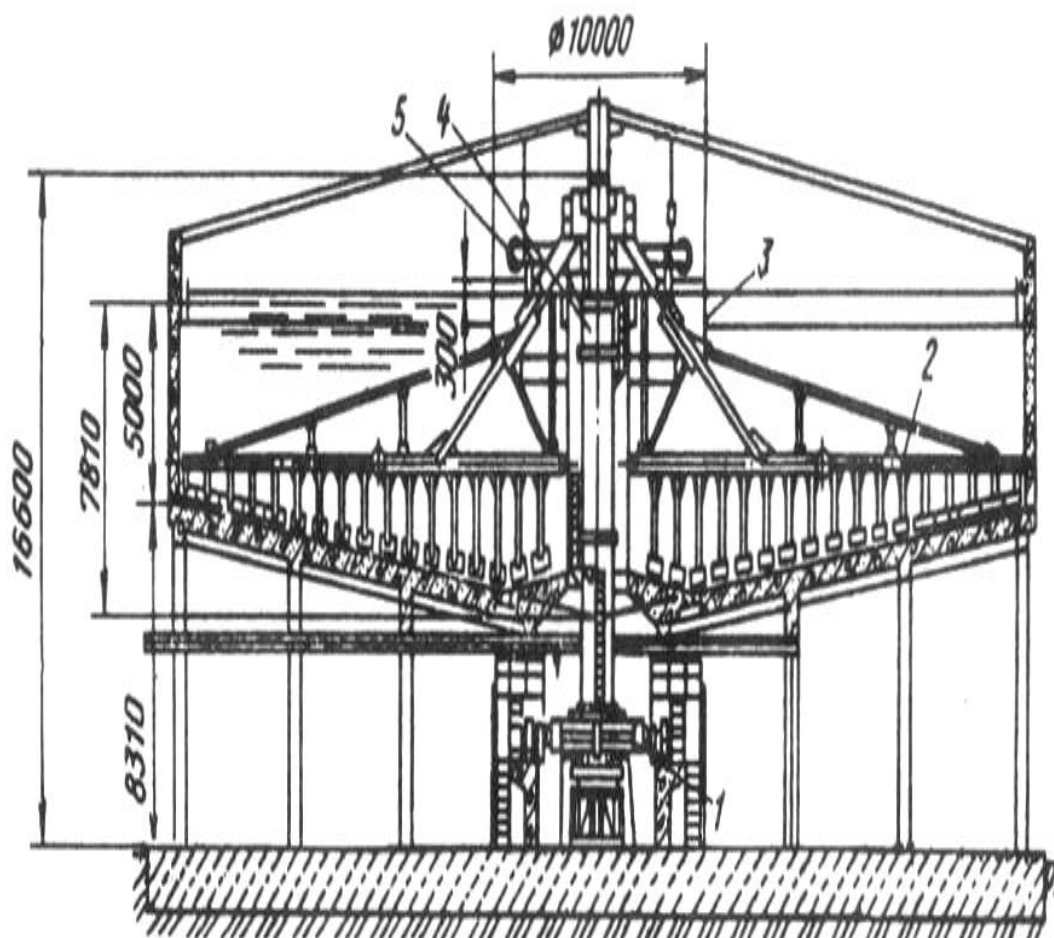


Рисунок 7 - Одноярусный сгуститель с центральным приводом:
1 - механизм вращения; 2- граблины; 3- загрузочный стакан; 4- вал; 5- питающие трубы.

Многолетние испытания показали, что в одноярусных сгустителях большого диаметра (более 30 м) по сравнению с многоярусными достигается более глубокое уплотнение шлама и последующая лучшая отмывка, они более просты и удобны в обслуживании.

Для ускорения сгущения красного шлама в пульпу добавляют коагулянт (крахмал, ржаная мука), присутствие коагулянта ускоряет осаждение шлама и уменьшается содержание твердых частиц в сливе. Эффективным средством для ускорения осаждения красного шлама при его сгущении являются синтетические высокополимерные флокулянты – сепаран и полиакриламид.

Коагулянты и флокулянты нарушают устойчивость взвеси частиц красного шлама в алюминатном растворе.

Коагулянты вследствие снятия с частиц одноименного (положительного) заряда, что способствует их слипанию и образованию крупных легко отстаивающих хлопьев.

Флокулянты адсорбируясь на поверхности твердых частиц создают условия для возникновения сил сцепления между частицами и образования более крупных частиц.

В ряде случаев ускоряет отстаивание красного шлама обжиг бокситов или выщелачивание при повышенной температуре (давлении), особенно для бокситов в которых окись железа находится в гидратных формах и которые при высоких температурах обжига или выщелачивания переходят в безводную, легко отстаивающуюся форму окиси железа- гематит $\alpha = \text{Fe}_2\text{O}_3$.

Алюминатный раствор, сливающийся из сгустителей, фильтруют для удаления увлеченных частиц красного шлама на фильтр-прессах, после чего осветленный раствор направляют на разложение. Осветленный алюминатный раствор имеет следующие характеристики:

- $\alpha_k = 1,5-1,7$
- 120- 150г/л Al_2O_3
- кремневое отношение не ниже 250-300.

Шлам, выгружаемый из конусов сгустителей, промывают водой в серии каскадно расположенных промывателей. Для промывки используются одноярусные и многоярусные аппараты(сгустители). Из последнего промывателя шлам фильтруется, отфильтрованный шлам идет в отвал. Промывные воды из первого промывателя поступают в сборник и служат для разбавления автоклавной пульпы.

При промывке красного шлама отношение Ж : Т составляет 3,7 : 1, операцию ведут при 95°C.

Средний выход красного шлама составляет 0,54т на 1т боксита, потери Na_2O в шламе 22кг/т боксита.

Разложение алюминатного раствора выкручиванием(декомпозиция)

Осветленный алюминатный раствор ($\text{NaAl}(\text{OH})_4$) имеет следующие характеристики:

- $\alpha_k = 1,5-1,7$;
- Al_2O_3 120-150г/л;
- кремневое отношение не ниже 250-300;
- температура раствора порядка 50-60°C.

Подвергают разложению с выделением в осадок кристаллической гидроокиси алюминия. Для этого раствор длительное время перемешивают с заранее введенной затравкой свежесажженной гидроокиси алюминия. Такое разложение называют выкручиванием или декомпозицией.

Разложение алюминатного раствора вызывается затравкой и сводится в основном к росту кристаллов затравочной гидроокиси алюминия. Наряду с этим образуются новые центры кристаллизации, источниками которых служат растущие кристаллы самой затравки, от которых при перемешивании с алюминатным раствором отделяются мелкие частицы, которые в свою очередь также растут в среде алюминатного раствора.

Схематически разложение алюминатного раствора можно выразить реакцией:



Для протекания реакции слева на право, состав разлагаемого раствора должен находиться в левой области системы $\text{Al}_2\text{O}_3 - \text{Na}_2\text{O} - \text{H}_2\text{O}$ при 30°C .

Основные показатели выкручивания:

Выход глинозема при разложении алюминатного раствора называется процентное отношение глинозема выделившегося в осадок, к глинозему, содержащемуся в разлагаемом алюминатном растворе. Можно рассчитать способами:

1. По изменению концентраций раствора

$$\eta_r = (C_1 - C_2) : C_1 \cdot 100\% = (1 - C_2 / C_1) \cdot 100\%$$

η_r – выход глинозема, %

C_1 – концентрация глинозема в исходном алюминатном растворе, г/л

C_2 – концентрация глинозема в щелочном растворе после разложения, г/л

2. По изменению каустического отношения

$$\eta_r = (1 - \alpha_1 / \alpha_2) \cdot 100\%$$

α_1 – каустическое отношение исходного алюминатного раствора

α_2 – каустическое отношение щелочного раствора после выкручивания

Гранулометрический состав гидроксида алюминия-от него зависит гранулометрический состав конечного продукта- глинозема. Преобладающая фракция (>70-80%) --50÷100мкм.

Удельная производительность декомпозиера или съём Al_2O_3 с 1м^3

$$Q = (24 \cdot C_1 \cdot \eta_r) / t = [24 \cdot C_1 \cdot (\alpha_2 - \alpha_1)] : (\alpha_2 \cdot t)$$

Где Q – удельная производительность декомпозиера или съём Al_2O_3 с 1м^3 , кг/м³·сутки

η_r – выход глинозема при выкручивании, %

t – продолжительность выкручивания, ч

На процесс выкручивания влияют ряд факторов, которые должны сочетаться таким образом, чтобы выход глинозема был возможно более высоким при минимальной продолжительности выкручивания, высокое качество получаемого гидрата, наилучшем использовании аппаратуры.

Факторы, оказывающие влияние на выкручивание алюминатных растворов:

- каустические отношения исходного и конечного алюминатного раствора ($\alpha_k = \text{Na}_2\text{O}_k / \text{Al}_2\text{O}_3$);
- концентрация алюминатного раствора;
- температурные режим процесса;
- количество и качество затравки;
- характер перемешивания;
- наличие примесей в алюминатном растворе.

Влияние каустического отношения

Каустическое отношение алюминатного раствора (α_1) влияет на все показатели процесса. Снижение α_1 ведет к:

- увеличению скорости выкручивания;
- увеличению выхода глинозема;
- увеличению производительности декомпозеров;
- увеличению мелких фракций гидрооксида.

Поэтому снижение α_1 для ускорения разложения без уменьшения крупности гидрата необходимо производить с повышением температуры.

На практике каустическое отношение исходных алюминатных растворов держат в пределах 1,6-1,8. и за время разложения алюминатного раствора повышается до 3,8-3,9, дальнейшее повышение α_2 ведет к:

- снижению производительности декомпозера;
- увеличению продолжительности выкручивания;
- увеличению числа мелких фракций в связи с увеличением продолжительности декомпозиции.

Влияние концентрации раствора

Для одного и того же значения α_k исходного алюминатного раствора концентрация Al_2O_3 в растворе действует в двух направлениях.

С одной стороны, повышение концентрации Al_2O_3 в растворе увеличивает удельную производительность декомпозера.

С другой снижается скорость и выход глинозема, поскольку снижается степень пересыщения.

Для каждого каустического отношения исходного алюминатного раствора существует оптимальная концентрация Al_2O_3 (или Na_2O), т. е. обеспечивающая наибольший выход гидрооксида алюминия при разложении алюминатного раствора. На практике для выкручивания считается алюминатный раствор, содержащий 120-125 г/л Al_2O_3 при $\alpha_k = 1,7-1,8$ исходного алюминатного раствора.

Влияние температуры

Температурный режим декомпозиции при неизменном каустическом отношении и концентрации глинозема, влияет на скорость выкручивания, удельной производительности декомпозера и качество получаемого гидрата. С понижением температуры увеличивается степень пересыщения алюминатного раствора гидроксидом алюминия. Это приводит к:

- увеличению скорости разложения алюминатного раствора;
- увеличению удельной производительности декомпозеров;
- уменьшению размеров частиц получаемого гидроксида.

Это связано с тем, что увеличивающаяся степень пересыщения раствора гидроксидом повышает выход глинозема, увеличивается скорость образования зародышей и уменьшает скорость их роста. Максимальная скорость и глубина разложения достигается при 30°C. Это положение справедливо для различных каустических отношений.

При повышении температуры выше 30°C скорость и глубина выкручивания падает, это связано с понижением степени пересыщения раствора.

При охлаждении раствора ниже 30°C падение скорости обуславливается увеличением вязкости.

При сильном понижении температуры повышается дисперсность осаждаемой гидрооксида алюминия вследствие замедленного роста кристаллов затравки из-за высокой скорости разложения, такую гидроокись трудно фильтровать, наиболее тонкодисперсный гидроксид выпадает при 30°C.

На практике применяют политермический режим разложения алюминатного раствора, начиная с температуры выше 40⁰С, постепенно охлаждая раствор по мере его разложения. При политермическом режиме разложения, в течение всего времени поддерживается постоянное пересыщение, раствор разлагается медленнее сначала и быстрее в конце, что позволяет выравнивать гранулометрический состав гидроксида.

Снижение начальной и конечной температуры выкручивания снижает крупность получаемого гидроксида, повышение - повышает крупность. Особенно сильно влияет на крупность изменение начальной температуры процесса выкручивания. Увеличение начальной температуры процесса используется для получения «песчаных» глинозёмов при достаточно высоком выходе глинозёма.

Влияние количества затравки

Свежеосажденная гидроокись алюминия при выкручивании является центрами кристаллизации в массе алюминатного раствора, способствующих разложению алюминатного раствора. При этом, в процессе разложения алюминатного раствора кристаллы затравки укрупняются.

Количество затравки в алюминатном растворе, поступающем на выкручивание, характеризуют так называемым затравочным отношением (числом).

$$Y = \text{Al}_2\text{O}_3_{\text{зат.}} / \text{Al}_2\text{O}_3_{\text{Ал.р-ра}};$$

Y- затравочное отношение (число);

Al₂O₃_{зат.}- содержание глинозёма в затравке, по массе;

Al₂O₃_{Ал.р-ра} - содержание глинозёма в алюминатном растворе, по массе.

На практике поддерживают затравочное отношение не ниже единицы, на различных заводах затравочное отношение колеблется от 2,0 до 4,5.

Увеличение затравочного отношения способствует:

- увеличению скорости разложения, т.е. увеличению выхода глинозёма, особенно проявляется при малых значениях **Y** (0,05-0,5);
- способствует укрупнению кристаллов гидроксида алюминия, при малых значениях затравочного отношения увеличивается количество тонкодисперсного гидроксида алюминия.

Влияние качества затравки

Качество затравки определяется удельной поверхностью гидроксида, зависящей от его крупности и формы частиц.

Мелкодисперсная гидроокись алюминия в затравке увеличивает число центров кристаллизации(удельную поверхность), процесс выкручивания ускоряется.

Активность затравки меняется по времени, наибольшей активностью обладает свежеприготовленная тонкодисперсная затравка. Однако слишком мелкая и активная гидроокись в затравке, увеличение скорости выкручивания и выхода глинозёма приводит к ухудшению гранулометрического состава, увеличивается количество тонких классов гидроксида.

Влияние перемешивания

Перемешивание при декомпозиции заметно интенсифицирует процесс и способствует равномерному росту кристаллов гидроокиси алюминия.

Перемешивание способствует:

- поддержание затравки во взвешенном состоянии, обеспечивая таким образом наибольшую поверхность соприкосновения ее с алюминатным раствором;
- выравниванию концентрации алюминатного раствора по всему объему.

Перемешивание ускоряет разложение алюминатного раствора. Скорость разложения алюминатного раствора возрастает с увеличением скорости перемешивания,

за счет механического измельчения кристаллов затравочной гидроокиси и, следовательно, увеличения ее поверхности. Однако, при сильном переизмельчении частиц гидроокиси алюминия ухудшается ее отстаивание и последующая фильтрация. Перемешивание должно быть оптимальным.

Влияние примесей в растворе

Основными примесями, присутствующими в алюминатном растворе, поступившем на выкручивание, являются **SiO₂** и органические соединения.

Наличие **SiO₂** в алюминатном растворе в определенных количествах влияет на чистоту гидроокиси и снижает скорость разложения алюминатного раствора. Кремневое отношение ($\beta = \text{Al}_2\text{O}_3 / \text{SiO}_2$) алюминатных растворов поступающих на выкручивание, для получения гидроокиси алюминия нужного качества, должно быть в пределах 250-300.

Присутствующие в бокситах гуминовые вещества, растворяясь в щелочных растворах, образуют гуматы натрия, которые переходят в алюминатный раствор и оказывают влияние на процесс выкручивания:

- уменьшают выход глинозема;
- снижают скорость разложения растворов алюмината натрия;
- замедляют рост кристаллов гидроокиси алюминия.

Необходимо уменьшать попадание этих веществ в алюминатные растворы, поступающие на выкручивание, проводить обжиг бокситов, систематическое удаление их в процессе выпаривания щелочных растворов.

Присутствие в алюминатных растворах серы в виде сульфата натрия и соды, накопление их в алюминатном растворе, замедляют разложение алюмината натрия и одновременному укрупнению кристаллов гидрооксида.

Практика выкручивания

Разложение алюминатных растворов выкручивания осуществляют непрерывно в батарее декомпозеров. Батарея включает в себя:

- приемную емкость для алюминатного раствора;
- систему для охлаждения раствора (пластинчатые теплообменники или вакуум-охладительные установки);
- нитку декомпозеров;
- гидросепаратор для отделения затравочного и продукционного гидрооксида и отмывка гидрооксида от маточного раствора.

Алюминатный раствор, поступающий на декомпозер, имеет температуру до 100⁰С. Для охлаждения его до температуры начала декомпозиции используют пластинчатые теплообменники (Рис .8) и вакуумоохладительные установки.

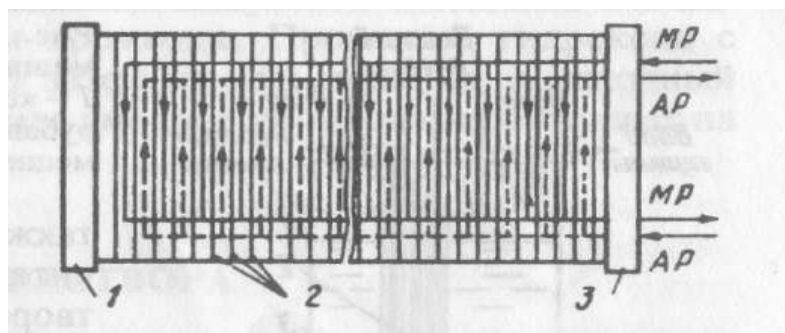


Рисунок 8 - Пластинчатый теплообменник:

1 - подвижная плита; 2- пластины; 3- неподвижная плита; МР - маточный раствор ; АР- алюминатный раствор.

Пластинчатые теплообменники состоят из набора тонких гофрированных стальных пластин, образующих две системы межпластинчатых каналов – горячих и холодных, по которым противотоком движутся алюминатный и маточный растворы.

В вакуумной охлаждающей установке охлаждение основано на понижении температуры кипения раствора с понижением давления. Для более рационального использования тепла охлаждение ведут в несколько ступеней. Конечная температура определяется величиной вакуума в последнем самоиспарителе установки.

Охлажденный алюминатный раствор до нужной температуры поступает на нитку декомпозеров (12-15 аппаратов).

Декомпазеры бывают:

- с механическим перемешиванием (рис.9 и 10);
- с воздушным (аэролифтным) перемешиванием (рис.11).

Декомпазеры с механическим перемешиванием представляют металлический резервуар(бак),внутри которого вращается (со скоростью 8-10об/мин) цепная мешалка, емкость декомпозера достигает 2000-6000м³.

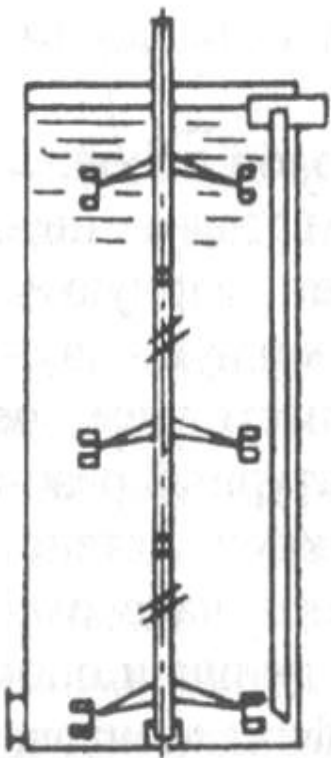


Рисунок 9 – Декомпозер с механическим перемешиванием и плоским днищем

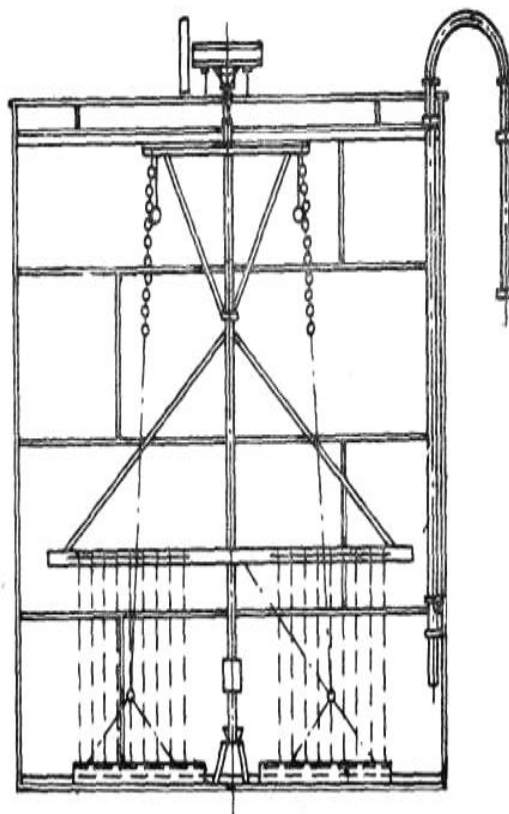


Рисунок 10–Декомпозер с механическим перемешиванием

Декомпазеры с воздушным (аэролифтным) перемешиванием представляют собой сварную закрытую емкость цилиндро-конической формы, снабженную двумя

аэролифтами – транспортным и перемешивающим. По перемешивающему подается сжатый воздух для перемешивания раствора. Транспортный для перетока раствора. Температурный режим в них поддерживается водяными рубашками, установленными на аэролифтах. Объем таких декомпозеров 1000-3500м³.

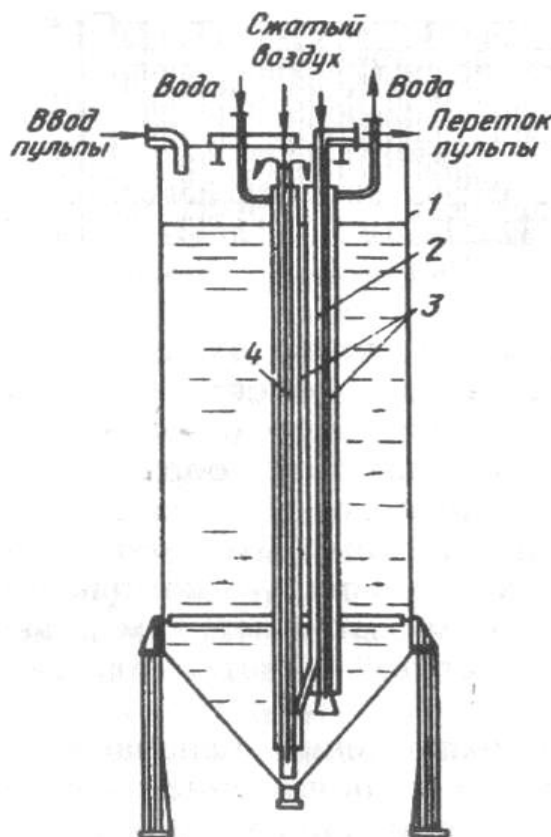


Рисунок 11 -Декомпозер с воздушным перемешиванием:

1-корпус; 2- транспортный аэролифт; 3-рубашка водяного охлаждения; 4-перемешивающий аэролифт.

Выкручивание непрерывный процесс. В первые (головные)декомпозеры каждой серии непрерывно поступает осветленный алюминатный раствор и затравка гидроокиси алюминия. Из последнего (хвостового) декомпозера отбирается полученная пульпа.

По мере перемещения алюминатного раствора через серию декомпозеров каустическое отношение алюминатного раствора (α_k) повышается с 2 до 4, отношение Ж:Т в пульпе уменьшается с 7:1 до 4:1, температура пульпы в головном декомпозере 60⁰С, постепенно снижается до 30-40⁰С в хвостовом. Температурный перепад от одного к другому декомпозеру составляет 2-3град.

Гидратная пульпа, выходящая из хвостового декомпозера, направляется на отмывку маточного раствора и классификацию гидрооксида в гидросепаратор. Слив из сепаратора поступает в многокамерный сгуститель, гидрооксид после отжатия на фильтре как затравка поступает в процесс. Нижний продукт гидросепаратора –

продукционный гидроксид- идет на барабанный фильтр, где отделяется от маточного раствора . Промытый гидроксид с влажностью 10-14% идет на кальцинацию
 Маточный щелочной раствор $\alpha_k=3,8$ направляется на выпарку.
 Выход глинозема при выкручивании составляет в среднем 53%.

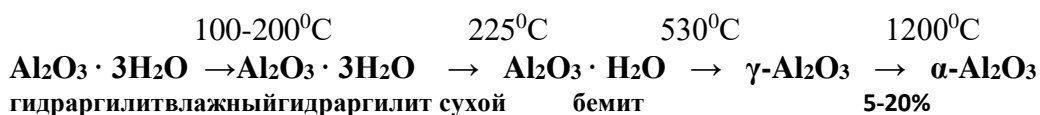
Кальцинация (обезвоживание) гидроокиси алюминия

Превращения, происходящие при кальцинации гидроокиси алюминия

Кальцинация гидроокиси алюминия - это завершающая операция в технологии производства глинозема. Назначение ее – обезвоживание гидроокиси алюминия при высоких температурах с целью получения безводного, достаточно негигроскопичного глинозема. Кальцинацию ведут при 1150-1200⁰С.

При обжиге гидроксида алюминия последовательно протекают процессы:

- сушки;
- дегитратации гидроксида;
- прокалики оксида алюминия, сопровождающейся частичной перекристаллизацией $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$ в $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$



Полученный глинозем, не является 100% $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$. К этому не стремятся, т.к. достаточно иметь 5-20% $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$, а остальное $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$ для получения прокаленного глинозема - практически негигроскопического. Повышенное содержание $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$ в кальцинированном глиноземе нецелесообразно, т.к. снижается скорость растворения глинозема в электролите алюминиевой ванны.

Качество полученного глинозема определяется:

- чистотой (химическим составом);
- дисперсностью (гранулометрический состав);
- фазовым составом.

В соответствии с ГОСТом в глиноземе определяется его чистота и ограничивается содержанием примесей и п.п.п- потери при прокаливании (H₂O). Содержание примесей определяется чистотой гидроокиси.

Гранулометрический состав глинозема в первую очередь определяется гранулометрическим составом исходной гидроокиси, в меньшей степени зависит от условий обжига. Во всем интервале температур обжига сохраняется размер и форма исходного гидроксида. Лишь при температурах выше 1050⁰С (для печей КС) и 1200⁰С (для трубчатых), а также с увеличением скорости нагрева происходит разрушение крупных частиц гидроокиси и появления мелких частиц.

Фазовый состав глинозема зависит (соотношение γ и $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$) зависит в первую очередь от температуры и продолжительности обжига. В новых ГОСТах нет требований по содержанию $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$, но обязательно значение П.П.П. При П.П.П ниже 1% соответствует содержанию $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3 \geq 25\%$ для трубчатых печей и 5-10% для печей К.С. Величина П.П.П. характеризует гигроскопичность глинозема- связанного с содержанием $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$ и величиной потерь фтора при электролизе.

Практика кальцинации

Аппаратурное оформление передела кальцинации и охлаждения оксида алюминия включает:

- трубчатая вращающаяся печь (барабанная)
- трубчатый вращающийся холодильник (барабанный)

Для кальцинации гидроокиси алюминия применяются трубчатые вращающиеся печи.

Топливом является мазут или генераторный газ, не содержащий минеральных примесей, загрязняющих прокаливаемый материал.

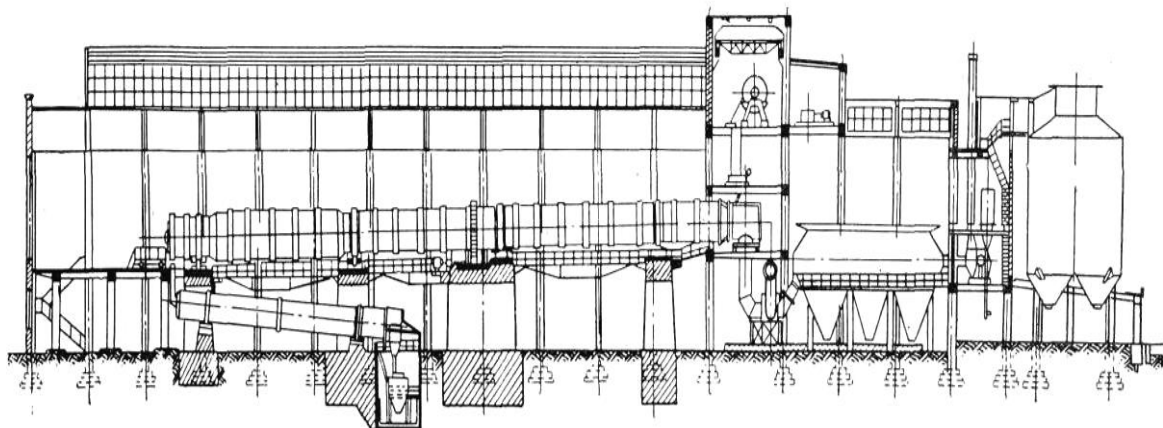


Рисунок 12 - Трубчатая вращающаяся печь

Размеры печи зависят от мощностей глиноземного производства.

Длина печного барабана 50-75м, диаметр 3,0-3,5м, уклон 2,5-3% к длине, скорость вращения 0,75-1,5 об/мин, продолжительность прокаливания примерно 1,5 часа.

Для охлаждения оксида алюминия используются барабанные холодильники. Длина холодильника 25-30м, диаметр 2,3-2,5м, уклон 5% к длине, скорость вращения 3 об/мин.

В настоящее время используются печи длиной 100м, диаметром 4,5м, длина холодильника 38,5м при диаметре 3,6м.

Для ускорения охлаждения прокаленного глинозема, наружную поверхность холодильника орошают водой или через холодильник просасывают воздух.

Загрузочная головка печи через боров соединена с пылевой камерой и электрофильтром. Пройдя через электрофильтр, газы поступают в вытяжную трубу и выбрасываются в атмосферу. Газы, поступая в пылевую камеру содержат около 80г/л Al_2O_3 , из пылевой камеры газы выходят с содержанием 15г/л Al_2O_3 , выбрасываемый в атмосферу газ содержит не более 0,5г/л Al_2O_3 .

В печь поступает промытая гидроокись алюминия, а также возвратная пыль из пылевой камеры и электрофильтра, предварительно смешанные. Гидроокись алюминия, перемещается внутри печи навстречу горячим топочным газам, проходит ряд температурных зон, отвечающих определенным стадиям превращения кальцинируемого материала.

Зона 1. Зона сушки (верхняя часть печи) Температура газового потока в этой зоне изменяется от 300 до 600⁰С и температура кальцинируемого материала от 40-200⁰С. В этой зоне полностью удаляется гигроскопическая влага гидроокиси.

Зона 2. Зона обезвоживания или кальцинации (средняя часть). Температура газов от 600 до 1050⁰С, кальцинируемый материал от 200 до 950⁰С. В этой зоне полностью удаляется гидратная влага и гидроокись превращается в безводный $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$.

Зона 3. Зона прокаливания (область факела форсунки) В этой зоне происходит превращение $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$ в $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$. Температура нагрева газов от 1050 до 1400⁰С и температура нагрева материалов от 950 до 1250⁰С. Диаметр барабана в этой зоне немного больше чем в других зонах. Это замедляет скорость перемещения материала в этой зоне, увеличивается время пребывания материала в этой зоне.

Зона 4. Зона охлаждения (нижняя часть печи). Температура кальцинированного глинозема снижается с 1250-1200⁰С до 1100-1000⁰С.

Из разгрузочной головки печи глинозем непрерывно, пересыпается в холодильник, перемещаясь внутри его, охлаждается до 60-70⁰С.

Производительность печи кальцинации обуславливается факторами: тепловым режимом, равномерностью питания печи гидратом и оборотной пылью.

Производительность печи зависит от ее размеров:

Для 50 –метровой 8,5т/ч

Для 75-метровой 14т/ч

Для 110-метровой 26,5т/ч

В настоящее время широкое применение получила кальцинация глинозема в печах кипящего слоя, для этих целей используют многокамерные печи, состоящие из нескольких камер расположенных одна над другой.

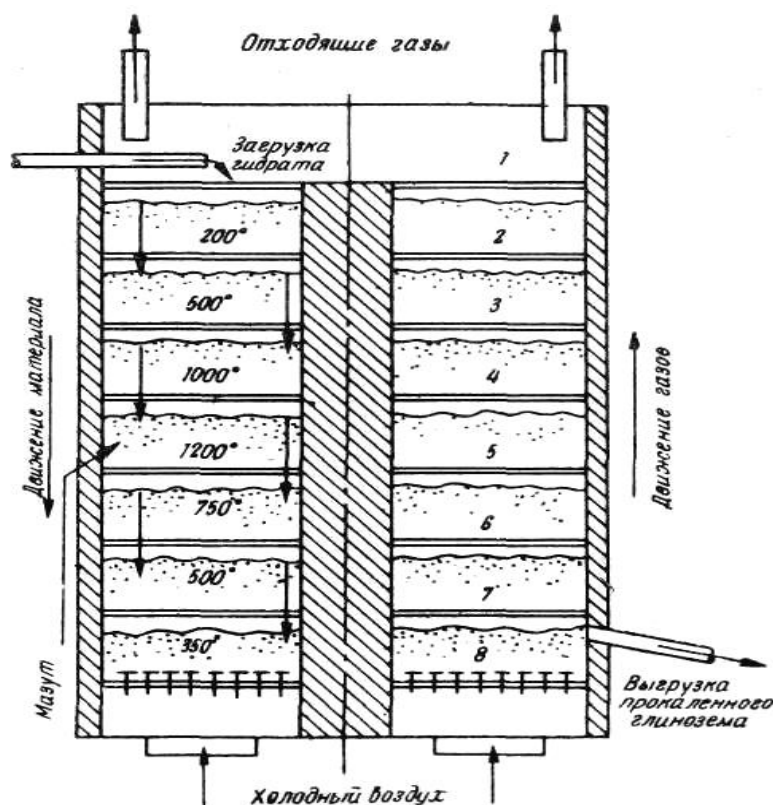


Рисунок 13 - Печь для кальцинации гидроокиси алюминия в кипящем слое.

Разделение по вертикали рабочего пространства печи подинами на несколько камер позволяет иметь в одной печи ряд температурных зон с различной скоростью газового потока, различным составом взаимодействующих фаз.

В таких печах гидрат окиси алюминия перемещается вниз навстречу газовому потоку, последовательно проходя стадии сушки, прокаливания и охлаждения. Все подины, кроме нижней провальная, а нижняя беспровальная. С помощью наклонной форсунки в слой глинозема камеры 5 подается мазут. Здесь происходит его «беспламенное» горение, вследствие которого развивается наиболее высокая температура в печи 1250°C .

Подаваемый снизу воздух создает во всех камерах кипящий слой. В камерах 6,7,8 он охлаждает прокаленный глинозем, из камеры 8 выходит готовый глинозем. Нагретый воздух и продукты горения мазута нагревают глинозем и гидрат окиси алюминия в камерах 4,3,2,1. Глиноземная пыль, выносимая из печи, улавливается мультициклонами, встроенными в печь, и возвращается на прокаливание.

Совершенствование аппаратного оформления процесса кальцинации идет по пути использования более современных теплообменных устройств и аппаратного разделения процесса на отдельные стадии:

1. Подогрев гидрата, включающий сушку и дигратацию
2. Перекристаллизация оксида алюминия
3. Охлаждение глинозема с регенерацией тепла готовой продукции.

Выпаривание маточного раствора

Маточный (оборотный) щелочной раствор после отделения от гидроокиси алюминия имеет невысокую концентрацию ($\text{Na}_2\text{O} = 140\text{г/л}$). Для повторного использования этого раствора при выщелачивании боксита его подвергают выпариванию. При выпаривании из него удаляется то количество воды, которое было введено с промывными водами при разбавлении автоклавной пульпы.

Кроме того, при выпаривании оборотного щелочного раствора из него удаляется сода, органические примеси, кремнезем (гидроалюмосиликат натрия) и сульфат натрия.

При взаимодействии карбонатов, присутствующими в бокситах, и с углекислотой воздуха часть едкой щелочи оборотного раствора превращается в соду, которая в виде моногидрата ($\text{Na}_2\text{CO}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$) выкристаллизовывается из горячего концентрированного щелочного раствора. Вместе с содой из маточного раствора удаляется значительная часть органических веществ, адсорбируемых кристаллами моногидрата.

Выпаривание маточного раствора происходит в многокорпусных выпарных батареях, работающих под вакуумом, с многократным использованием греющего пара. В зависимости от движения пара и раствора различаются три схемы установок выпарки (рис.14).

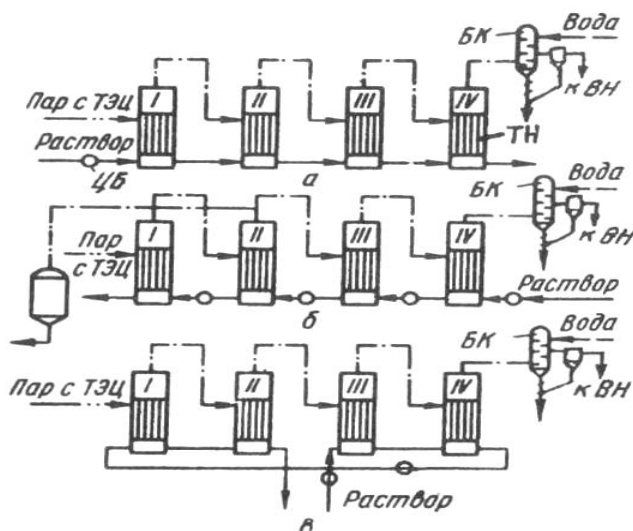


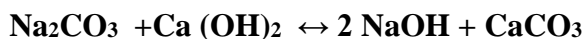
Рисунок 14 - Схемы многоступенчатой выпарной установки:

А- прямоточная; б - противоточная; в - смешанного тока; I-IV корпуса; БК - барометрический конденсатор; ТР- трубчатый нагреватель; ВН –вакуумный насос.

Каустификация оборотной соды. Содово- известковое выщелачивание.

Для отделения от кристаллов соды концентрированный щелочной раствор после выпаривания направляют в отстойник. Отстоявшийся раствор (содержащий 300-310г/л $\text{Na}_2\text{O}_{\text{об}}$ и имеющий $\alpha_{\text{к}} = 3,8$) возвращают на мокрое измельчение боксита, соду накапливают в отстойнике.

После промывки и фильтрации содовый осадок влажностью не более 20%, каустифицируют для регенерации едкой щелочи. Каустификацию ведут известковым способом.



Для сохранения высокой скорости каустификации и получения хорошо отстаиваемого шлама процесс ведут при температуре 60-70⁰С, при этом выход каустика составляет 80-90%.

На практике оборотную соду перед каустификацией растворяют в воде, получая 12% содовый раствор. Полученный раствор обрабатывают известью в баке с мешалкой при температуре 90-95⁰С, получается слабый раствор едкого натра (каустическая щелочь).

Полученный раствор отделяют от белого шлама в сгустителях. Белый шлам промывают и фильтруют, часто промывку белого шлама совмещают с промывкой красного шлама.

Порядок выполнения работы

1. Ознакомиться с теоретической частью данного методического указания.
2. Составить принципиальную технологическую схему процесса производства глинозема по способу Байера.
3. Составить технологические схемы основных переделов согласно варианту задания с описанием основных процессов используемого оборудования и параметров на этих переделах.
4. Ответить на контрольные вопросы согласно варианту задания.

Варианты заданий и контрольные вопросы

Вариант 1

1. Разработать технологическую схему подготовки бокситов к переработке.
2. Что такое каустический модуль алюминатного раствора?
3. Перечислить последовательность переделов при производстве глинозема по способу Байера

Вариант 2

1. Разработать технологическую схему выщелачивания.
2. Какую цель преследуют при каустификации оборотной соды?
4. Основные примеси боксита, их поведение при выщелачивании.

Вариант 3

1. Разработать технологическую схему разбавления пульпы и отделения красного шлама.
2. Расставьте в последовательности основные гидроокислы алюминия по их скорости взаимодействия с щелочным раствором.
3. Что собой представляет трубчатая печь кальцинации, температурные зоны кальцинации?

Вариант 4

1. Разработать технологическую схему декомпозиции алюминатных растворов.
2. Перечислить основные факторы влияющие на скорость (полноту) выщелачивания
3. Чем определяется качество окиси алюминия полученного при кальцинации

Вариант 5

1. Разработать технологическую схему кальцинации гидроокиси алюминия
2. При каком содержании кремния в боксите используется способ Байера?
3. Цель кальцинации, какие фазовые превращения протекают при кальцинации.

Вариант 6

1. Разработать технологическую схему каустификации.
2. От чего зависит оптимальная температура при выщелачивании боксита по способу Байера?
3. Цель разделения гидроокиси алюминия на две части после выкручивания?

Вариант 7

1. Разработать технологическую схему подготовки бокситов к переработке.
2. Как изменяется каустический модуль при выщелачивании?
3. Цель кальцинации, какие фазовые превращения протекают при кальцинации

Вариант 8

1. Разработать технологическую схему выщелачивания
2. Какую цель преследуют от введения извести в процесс выщелачивания?
3. Цель разделения гидроокиси алюминия на две части после выкручивания.

Вариант 9

1. Разработать технологическую схему разбавления пульпы и отделения красного шлама
2. Как рассчитывается производительность автоклавной батареи.
3. Что такое выход глинозема при декомпозиции и как он рассчитывается?

Вариант 10

1. Разработать технологическую схему декомпозиции алюминатных растворов.

2. Какую цель преследуют при разбавлении алюминатного раствора после выщелачивания?
3. Что такое затравочное отношение?

Вариант 11

1. Разработать технологическую схему кальцинации гидроокиси алюминия.
2. Сколько ступеней используется при промывке красного шлама?
3. Что такое затравка в процессе выкручивания?

Вариант 12

1. Разработать технологическую схему каустификации.
2. Оборудование, используемое для отделения алюминатного раствора от красного шлама и промывки красного шлама.
3. Какие факторы влияют на процесс выкручивания?

Вариант 13

1. Разработать технологическую схему выщелачивания.
2. Химизм процесса выкручивания (декомпозиции), характеристика алюминатного раствора поступающего на выкручивание.
3. Основные показатели выкручивания.

Рекомендуемая литература:

1. Беляев, А. И. Металлургия легких металлов / А. И. Беляев. – 6-е изд. - М.: Металлургия, 1970. – 368 с.
2. Москвитин, В. И. Металлургия легких металлов: учебник для вузов / В. И. Москвитин, И. В. Николаев, Б. А. Фоминых. - М.: Интермет Инжиниринг, 2005. – 416 с.

Практическая работа №2

Тема: Разработка аппаратурно- технологической схемы производства глинозема сухим щелочным способом

Цель: Освоить последовательность операций по переработки бокситов, используемое оборудование, технологические параметры, поддерживаемые на переделах.

Теоретические сведения

Общая технологическая схема способа спекания

Сухой способ производства (спекания) – наиболее старый из применяемых для производства глинозема.

Сущность производства заключается в спекании глиноземосодержащего сырья (в частности боксита), с содой при высокой температуре. В результате взаимодействия соды с Al_2O_3 , в твердой фазе образуется алюминат натрия, который затем выщелачивают водой, а полученный алюминатный раствор отделяют от примесей и разлагают углекислотой, для выделения гидрооксида алюминия.

Если алюминиевые руды содержат большое количество кремнезема, то для его связывания в шихту вводят известняк, который, при спекании вступает во взаимодействие с SiO_2 , дает нерастворимый в воде силикат кальция ($2CaO \cdot SiO_2$).

По способу спекания можно перерабатывать сырье с высоким содержанием SiO_2 .

Способ спекания можно применять к различным видам алюминиевого сырья, тогда как гидрохимический (Байера) эффективен при использовании бокситов с низким содержанием SiO_2 . В промышленном масштабе этот способ применяют для переработки высококремнеземистых бокситов, нефелинов, каолинов.

Производство глинозема по способу спекания можно представить в виде общей схемы(рис1).

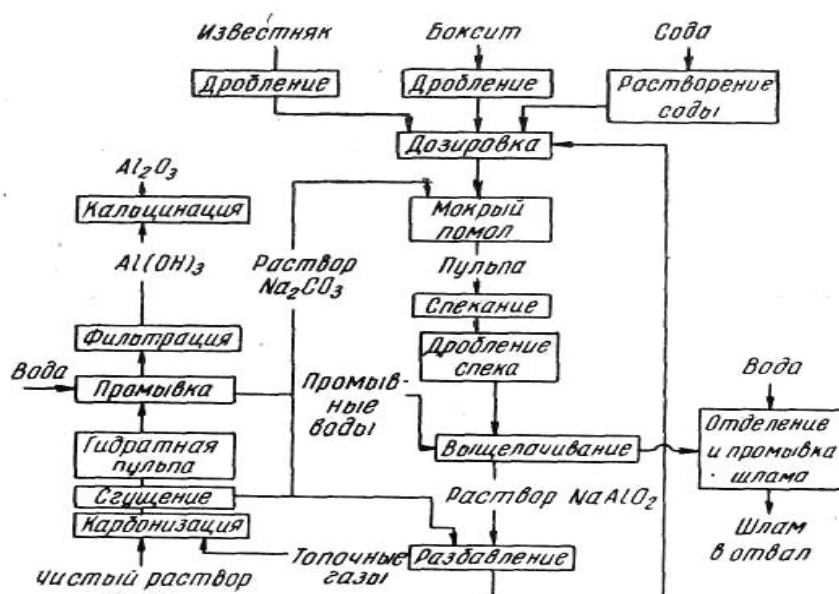


Рисунок 1 - Технологическая схема производства глинозема из бокситов по способу спекания

Боксит (или иная алюминиевая руда) и известняк после крупного и среднего дробления подвергают мокрому размолу, применяя обратные содовые растворы. Затем шихту спекают во вращающихся трубчатых печах при температуре (1200-1300⁰С), полученный спек – содержащий алюминат натрия, направляют на измельчение и выщелачивание водой или содовыми растворами. При выщелачивании в раствор переходит алюминат натрия (NaAlO_2) и некоторое количество кремнезема. Главная масса примесей составляет твердый остаток – красный шлам. Его отправляют в отвал. Промывные воды красного шлама применяют для выщелачивания новых порций спека. Концентрированный раствор алюмината натрия разбавляют и подают на обескремнивание (очистка от растворенного в нем кремнезема). Обескремнивание производят в автоклавах, нагревая раствор алюмината с добавкой извести. Известняк связывает кремнезем в нерастворимый силикат кальция ($2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$). Силикат кальция вместе с остатками извести образуют белый шлам, который отделяют от алюминатного раствора сгущением и последующим фильтрованием на фильтр - прессах. Чистый алюминатный раствор для извлечения гидроокиси алюминия разлагают методом карбонизации: через раствор пропускают (барботируют) топочные газы, содержащие угольную кислоту. Гидроокись алюминия отделяют от образовавшегося после карбонизации раствора соды на вакуум – фильтрах и подвергают кальцинации. Раствор соды после карбонизации направляют на шихтовку и мокрый помол.

Подготовка исходной шихты

Спеканию всегда предшествует передел подготовки исходной шихты. Подготовка сводится к выполнению операций:

1. дробление исходной руды (бокситов, известняк)
2. дозировка компонентов шихты
3. мокрый размол
4. корректировка шихты

Дробление в зависимости от крупности, твердости и влажности ведут на молотковых, щековых и конусных дробилках. До крупности 35-40мм.Затем с помощью питателей, ленточных весов и автоматических весовых дозаторов производится дозировка компонентов шихты для обеспечения нужного соотношения компонентов в исходной шихте. Мокрый размол ведут в многокамерных шаровых мельницах, крупность помола 7-10мм. Полученная пульпа должна быть влажностью 40-42%. Полученная после размолла пульпа подается в коррекционные бассейны для доведения до требуемого состава. Полученная пульпа требуемого состава хранится в сборных бассейнах, откуда подается на спекание.

Количество вводимой соды в шихту, должно обеспечить превращение всех полутонных окислов Al_2O_3 , Fe_2O_3 и TiO_2 в соответствующие соединения (алюминат, феррит, титанат натрия).

На практике соду задают из расчета: одна молекула соды на каждую молекулу Al_2O_3 и Fe_2O_3 с 5%-ым избытком, покрывающим расход соды на связывание TiO_2 и все механические потери.

Известняк дозируется так, чтобы весь содержащийся в шихте кремнезем связать в двухкальциевый силикат $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$, который является устойчивым соединением при температурном режиме спекания ($1150\text{--}1250^\circ\text{C}$).

Дозировка шихты:

- 1 молекула Na_2CO_3 на 1 молекулу Al_2O_3
- 1 молекула Na_2CO_3 на 1 молекулу Fe_2O_3
- 2 молекулы CaCO_3 на 1 молекулу SiO_2 .

Шихта данного состава обеспечивает наиболее полное превращение глинозема в растворимые соединения и наилучшее поведение шихты в печи.

Спекание боксита с содой и известняком во вращающихся печах

В процессе спекания химические реакции протекают в твердой фазе.

Спекание шихты – важная операция в технологической схеме сухого щелочного способа. При осуществлении этой операции необходимо создать такие условия, которые благоприятствовали бы образованию растворимых соединений алюминия и в тоже время сводили к минимуму возможности перехода в раствор кремнезема, и протекания реакций, вызывающих потери Al_2O_3 и щелочи с красным шлаком, это температурный режим спекания и правильность подобранности состава шихты. Важно также получить спек с физическими и минералогическими свойствами, благоприятствующими его выщелачиванию.

В спекании сложной боксито-содовой-известковой шихты участвуют следующие компоненты: Al_2O_3 , $\text{Na}_2\text{O}(\text{Na}_2\text{CO}_3)$, Fe_2O_3 , SiO_2 , CaO (CaCO_3), TiO_2 . Основными составляющими спеков являются алюминат натрия $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$, феррит натрия $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$, двухкальциевый силикат $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$, титанаты $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{TiO}_2$ и $\text{CaO} \cdot \text{TiO}_2$.

Температура плавления этих соединений выше температуры процесса спекания.

Последовательность реакций при спекании боксито - содовой – известковой шихты.

В начале процесса при нагревании до 550°C происходит обезвоживание гидроокисей алюминия, входящих в состав боксита.

При температуре выше 700°C начинается реакция между окисью алюминия и содой (с образованием алюмината натрия $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$) и между окисью железа и содой (с образованием феррита натрия $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$).

В первый момент преобладает реакция образования феррита натрия, но при повышении температуры до 900°C начинается образование алюмината натрия в результате прямого вытеснения окисью алюминия окиси железа из феррита натрия, Образование алюмината натрия заканчивается при 1150°C .

При 800°C энергично протекает между SiO_2 и содой с образованием силиката натрия $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{SiO}_2$, который при повышении температуры выше 1100°C вступает во взаимодействие с известняком с образованием двухкальциевого силиката $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$.

При 1100°C начинается реакция между CaO и SiO_2 в результате которой при повышении температуры образуется двухкальциевый силикат $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$.

Окись титана всегда присутствует в боксите, при взаимодействии с содой и известью при высокой температуре образуются титанаты $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{TiO}_2$ и $\text{CaO} \cdot \text{TiO}_2$,

связывая при спекании боксито — содово-известковой шихты соответствующей количеству Na_2O и CaO .

Состав спека

Состав спека получаемый при температуре 1200°C :

- метаалюминат натрия $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$
- метаферрит натрия $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$
- двукальциевый силикат $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$
- титанаты $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{TiO}_2$ и $\text{CaO} \cdot \text{TiO}_2$

Количественное соотношение между основными составляющими спека (алюминатом и ферритом натрия и двухкальциевым силикатом) определяется составом применяемого боксита и колеблется для спеков, которые получают:

- 50-60% $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$
- 15-20% $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$
- 25-30% $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$

Эти химические соединения, образовавшиеся при спекании имеют температуру плавления выше температуры спекания, однако смесь двухкальциевого силиката и феррита натрия состава 43% $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ + 57% $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$, температура плавления около 1200° , называется спекообразователем.

(Спекообразователем называется вещество, плавящаяся при температуре спекания, при охлаждении спаивает нерасплавленные частицы механически прочный спек).

При температуре спекания спекообразователь расплавляется и пропитывает остальную спекостойкую часть шихты, состоящую в основном из алюмината натрия.

Технология спекания.

Принципиальная схема печной установки для спекания глиноземосодержащих шихт (рис.2).

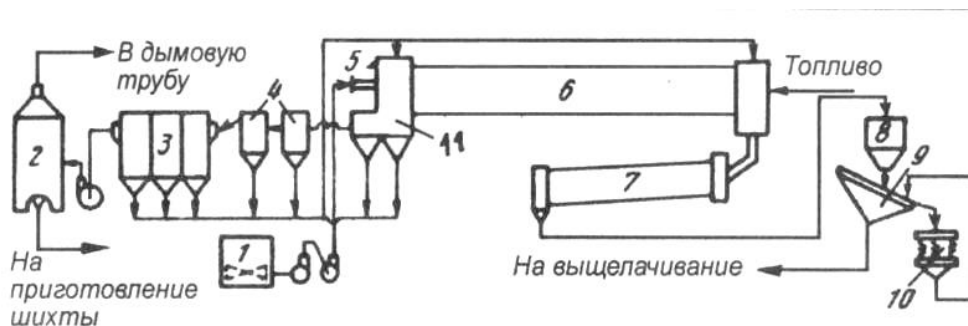


Рисунок 2 - Схема печной установки для спекания глиноземосодержащих шихт:

1 - мешалка; 2- скруббер; 3- электрофильтр; 4- циклоны; 5- пульповая форсунка (ковшевой дозатор); 6- барабанная печь; 7-холодильник; 8- бункер; 9- грохот; 10- дробилка; 11- пылевая камера

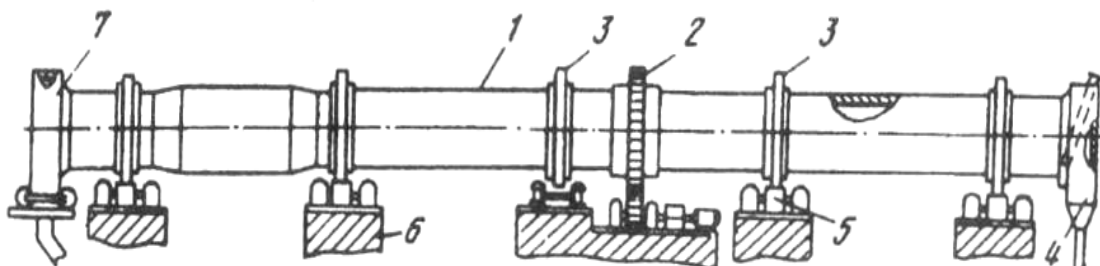


Рисунок 3 - Барабанная печь:

1-барабан; 2- зубчатый венец; 3- бандажи; 4- загрузочная головка; 5- опорные ролики; 6- фундамент; 7-топливная головка

Для спекания шихты применяются трубчатые (барабанные) вращающиеся печи (рис.3), аналогичные печам кальцинации гидроокиси алюминия (длинной до 110м диаметром 5м для бокситовой шихты и до 180м диаметром 5м для нефелиновой шихты), наклон по горизонту 2-2,5°.

Для печей используется газообразное, жидкое, твердое пылеугольное топливо. Твердое пылеугольное топливо содержит значительное количество золы, в состав которой входит глинозем, кремнезем и другие компоненты, которые необходимо учитывать при расчете шихты.

Печной барабан по длине состоит из 5-ти температурных зон.

Первая зона – сушка. Находится в верхней (холодной) части барабана, температура шихты от 20 до 300°С. В этой зоне удаляется из шихты влага до 6-10%.

Вторая зона – подогрев. Температура шихты 300-800°С, происходит полное удаление влаги из шихты.

Третья зона - кальцинация (разложение). Температура шихты от 800 до 1000°С. В этой зоне происходит полное разложение **известняка**.

Четвертая зона – спекание. Имеет наивысшую температуру шихты 1200-1250°С. В этой зоне завершается процесс спекания и полностью разлагается **Na₂CO₃**. Зона находится в пределах огневого факела.

Пятая зона – охлаждение. Расположена в самой нижней части печного барабана, за огневым факелом, температура спека снижается до 1000- 1100°С.

Барабанные печи - барабан из листовой стали толщиной 20-70мм, изнутри футерован огнеупорным кирпичом, угол наклона барабана 2-2,5°. Скорость вращения барабана 1-2об/мин.

Нормальный спек представляет собой материал темно-серого цвета, величина куска 40-50мм.

Шихта в печь поступает в виде пульпы (с содержанием 40-42% влаги), получаемой в результате мокрого помола шихты в шаровых мельницах вместе с оборотным содовым раствором. Подача мокрой шихты в печь используют форсунки (рис.4), распыливающие пульпу.

Форсунка представляет собой горизонтальную металлическую трубу, которая оканчивается головкой с винтовым распылителем. К противоположному концу присоединен шланг, по которому под давлением 10-12атм подается мокрая шихта. В головке форсунки струя шихты приобретает вращательное движение и распыляясь, выталкивается из сопла (отверстие 7-10мм) на расстояние около 10м.

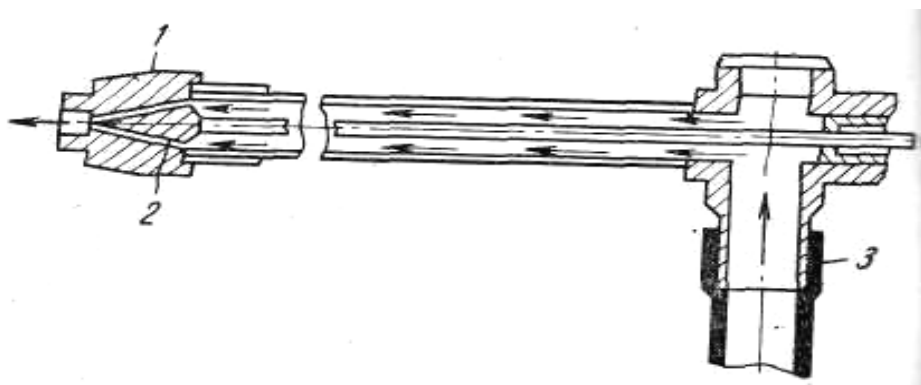


Рисунок 4 - Пульповая форсунка

Производительность печи спекания определяют факторы:

- толщина слоя материала в печи;
- число оборотов барабана печи (1-2об/мин);
- влажность шихты;
- химический состав шихты.

Отходящие газы

При нормальной работе температура отходящих газов в борове печи 180-200°C.

Состав газов нормально работающей печи:

- количество CO и O₂ не должно превышать 0,4-0,6%
- CO₂ должно быть в пределах 25-27%.

Газы, выходящие из печи, содержат большое количество пыли, для улавливания пыли газы проходят через установку пылеулавливания. Установка состоит из пылевой камеры, циклонов, электрофильтров и мокрых скрубберов. Пыль, уловленная в пылевых камерах, циклонах, электрофильтрах, возвращается в печь спекания. Пыль из скрубберов в виде пульпы возвращается в отделение подготовки шихты. Пылевынос из барабанных печей составляет 30-40% от массы сухой шихты.

Охлаждение спеков Из печного барабана спек ссыпается в холодильник(барабанный), продвигаясь по которому он охлаждается движущимся навстречу воздухом и орошением наружной поверхности холодильника водой, до 60-70°C.

Охлажденный спек подается на дробилку, работающую в замкнутом цикле с грохотом. Размер спека после дробления 5-8мм.

Выщелачивание спека

Для извлечения алюмината натрия в раствор спек подвергается выщелачиванию, водой, содовым раствором, слабым алюминатным раствором.

Главные составляющие спека:

- алюминат натрия $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$
- феррит натрия $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$
- двукальциевый силикат $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$
- титанат натрия и сальция $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{TiO}_2, \text{CaO} \cdot \text{TiO}_2$

Важной характеристикой спеков является пористость (отношение объема пор к общему объему спека) и должна составлять 10-20%.

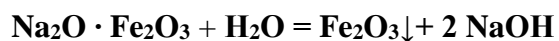
Выщелачивание ведется в подогретых карбонато-щелочных растворах.

Поведение спека при выщелачивании.

Алюминат натрия Быстро растворяется в горячей воде и растворах с понижением температуры растворимость снижается.



Феррит натрия При соприкосновении с водой гидролизует, выделяя в осадок окись железа и образуя едкую щелочь, которая повышает α_k раствора, повышая стойкость алюминатных растворов после выщелачивания:

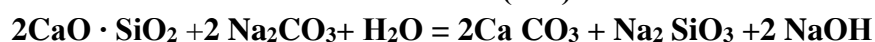


Процесс гидролиза протекает медленнее, чем растворение алюминатов. Интенсивность разложения феррита натрия возрастает с повышением температуры. Под влиянием чистой воды этот процесс протекает интенсивнее, чем под действием алюминатного раствора.

Двухкальциевый силикат в воде образует нерастворимые соединения однокальциевый силикат гидроокись кальция:



Разлагается в щелочных и карбонатных растворах с образованием растворимого силиката натрия:



Образующийся силикат натрия и гидроксид кальция вступают во взаимодействие с алюминатом натрия, образуя малорастворимые гидроалюмосиликаты (ГАСН)



Трехкальциевый гидроалюминат



Трехкальциевый гидроалюмосиликат



Титанат натрия и кальция $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{TiO}_2, \text{CaO} \cdot \text{TiO}_2$ при выщелачивании спека не растворяется.

При выщелачивании спека в раствор переходит главным образом алюминат натрия NaAl(OH)_4 . Наряду с ним растворяется и некоторое количество кремнезема, источником его служит силикат натрия $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{SiO}_2$. В растворе появляется некоторое количество свободной щелочи, которая получается от гидролиза феррита натрия.

После выщелачивания спека остается твердый нерастворимый остаток - красный шлам, который состоит из компонентов: $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2, \text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}, \text{CaCO}_3, \text{Fe}_2\text{O}_3, \text{Na}_2\text{O} \cdot \text{TiO}_2, \text{CaO} \cdot \text{TiO}_2, 3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}, 3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$

На выщелачивание спека влияют факторы:

- тонина помола;
- концентрация содовых растворов применяемых при выщелачивании;
- каустическое отношение получаемых алюминатных растворов;

- температура;
- время выщелачивания;
- тип аппаратуры.

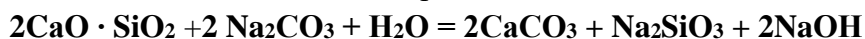
Технология выщелачивания спека.

В заводских условиях выщелачивание можно проводить:

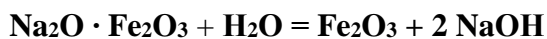
- перемешиванием пульпы;
- диффузионным методом или проточным;
- в трубчатых выщелачивателях.

Выщелачивание перемешиванием Это наиболее старый способ. Он используется для выщелачивания спеков, так и для выщелачивания гидраргилитовых бокситов при атмосферном давлении. В качестве основного аппарата используется чан с пропеллерной мешалкой, делающей 80-100 об/мин.

В чан подается размолотый в мельнице спек и промывные воды от промывки красного шлака, смешанные с некоторым количеством содового раствора для более полного извлечения глинозема. Свободная едкая щёлочь, для получения стойких алюминатных растворов, образуется при выщелачивании при взаимодействии двукальциевого силиката с содой по реакции:



Но главным образом щелочь образуется от гидролиза феррита натрия:



Выщелачивание ведут при температуре раствора 75-80⁰С, непрерывно в чанах расположенных каскадно, последовательно один за другим.

Молотый спек подается в чан сверху шнековым питателем. Пульпа из последнего чана идет на сгущение и промывку в систему сгустителей.

Крепкий алюминатный раствор после сгущения поступает на обескремнивание, красный шлам пройдя ряд промывателей направляется в отвал. В хвостовой промыватель красного шлака поступает горячая вода, к промывным водам, выходящим из второго промывателя, добавляют содовый раствор, и полученную смесь направляют на выщелачивание новой порции спека.

Выщелачивание спека перемешиванием можно производить в шаровых мельницах, а сгущение проводить в фильтрах- сгустителях, сочетающие фильтрацию и обыкновенное уплотнение.

Выщелачивание диффузионным методом. Принцип диффузионного метода состоит в просачивании растворителя через слой дробленного спека. Растворитель, подаваемый под некоторым давлением, омывает частицы спека и диффундируя внутри них, выщелачивает алюминат натрия. При этом методе выщелачивания может быть применен крупный материал (5-8мм), обладающий достаточной пористостью (40-45%), но содержащий возможно меньшее количество пыли во избежание заполнения пор и каналов в частицах спека.

Аппарат для выщелачивания спека проточным методом называется диффузор (рис.5). Представляет собой цилиндрический железный резервуар с верхним днищем конической формы.

В нижней части имеется ложное откидное дно, через которое выгружается шлам. Раствор подается через патрубок, расположенный в нижнем днище, а выходит через патрубок в горловине верхнего днища. Диффузоры соединены трубами последовательно в замкнутую батарею.

В первый (хвостовой) диффузор подают воду или слабый раствор соды, пройдя всю батарею, превращается в крепкий алюминатный раствор и выходит из головного диффузора. Наиболее полно выщелоченный спек находится в хвостовом диффузоре, а свежий в головном.

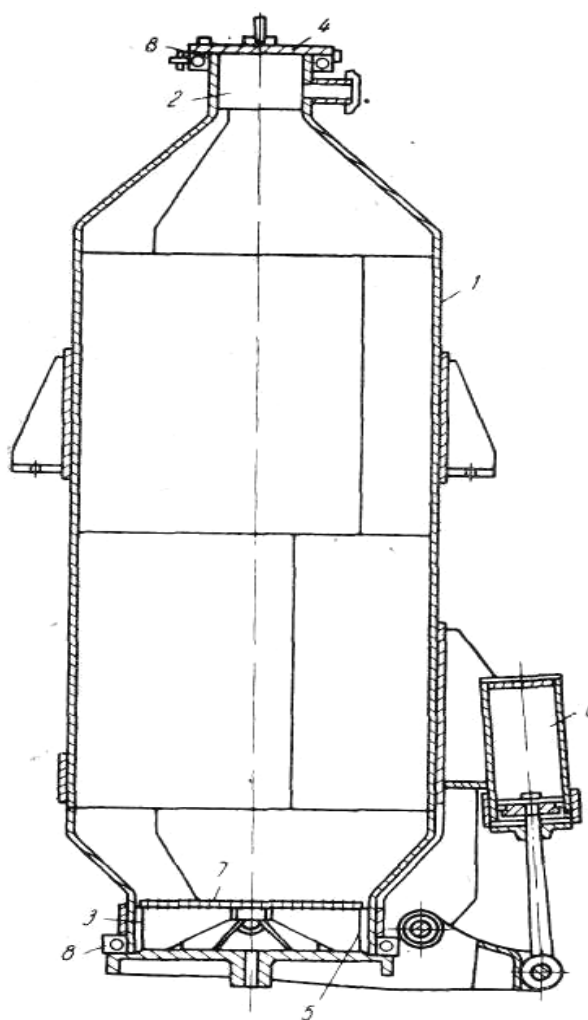


Рисунок 5 - Диффузор для выщелачивания спека:

1-корпус; 2- загрузочный люк; 3- разгрузочный люк; 4 - крышка загрузочного люка; 5- крышка разгрузочного люка; 6- гидравлическое прижимное устройство; 7- решетка откидной крышки; 8-резиновая прокладка.

Диффузор с выщелоченным спеком периодически отключают, а в другом конце батареи вместо него включают диффузор со свежем спеком. За период полного оборота (цикла) каждый диффузор бывает один раз головным.

Обычно в батарее из двенадцати диффузоров девять находятся в работе, один под загрузкой, один под выгрузкой и один в запасе для периодического осмотра и ремонта.

Каждый диффузор имеет три вентиля: для подвода воды, для передачи раствора в следующий диффузор, для передачи раствора в сборный бак.

При такой схеме выщелачивания спека дополнительная промывка красного шлама не нужна.

Полученный крепкий раствор (280г/л Al_2O_3 и 238г/л Na_2O , $\alpha_k=1,4$) в освещении не нуждается, т.к. слой спека является своего рода фильтром; присутствующая в нем взвесь шлама невелика и осаждается при обескремнивании.

Температура воды, поступающая в хвостовой диффузор, 95°C . Реакция растворения алюмината натрия экзотермическая, во избежание перегрева раствор по пути от одного диффузора к другому проходит через холодильник.

Температура крепкого алюминатного раствора при выходе из головного диффузора $100-105^\circ\text{C}$, общая продолжительность выщелачивания спека 200мин, извлечение Al_2O_3 и Na_2O – 90%.

Батарею из 10-12 диффузоров со сложной коммуникацией можно заменить одним диффузором с непрерывной загрузкой спека (сверху) и разгрузкой шлама (снизу), с непрерывной подачей воды для выщелачивания (снизу) и слива концентрированного алюминатного раствора (сверху) рис.6.

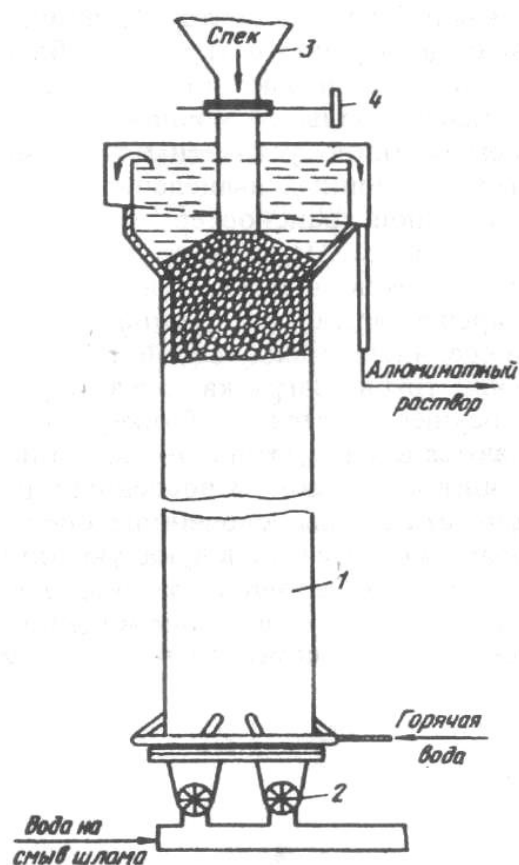


Рисунок 6 - Принципиальная схема вертикального выщелачивателя:
1 - корпус; 2- секторный разгрузитель спека; 3- бункер спека; 4- шибер

Проточный перколяционный выщелачиватель ленточного типа (рис.7) Он позволяет повысить извлечение Al_2O_3 и Na_2O из спека и достигнуть высокой производительности.

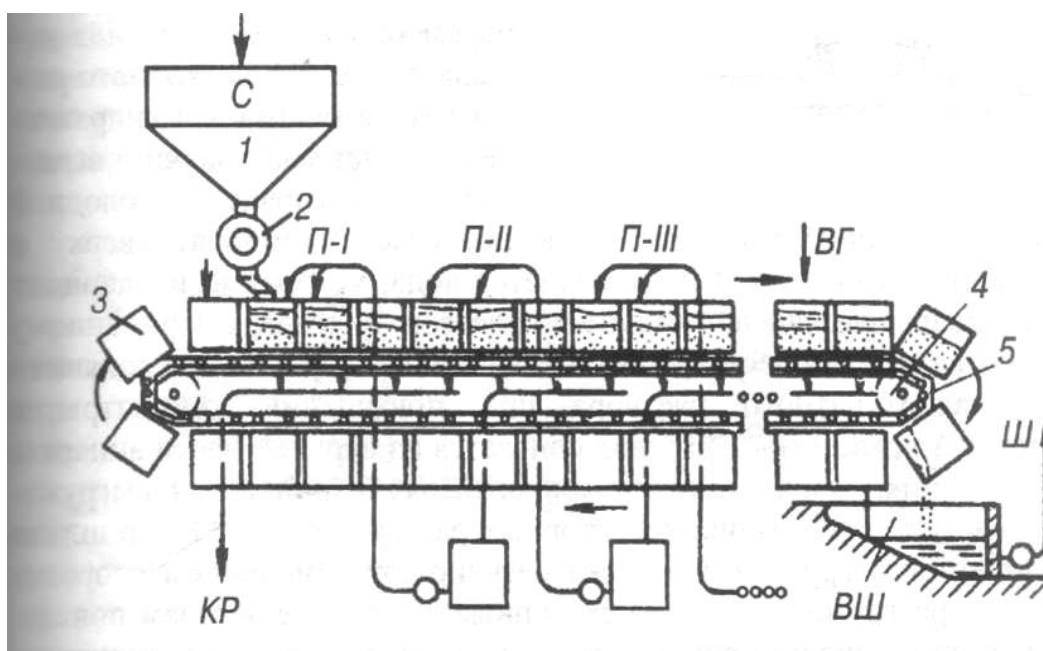


Рисунок 7 - Схема ленточного перколяционного выщелачивателя:

1 - бункер для спека; 2- питатель ; 3- перколятор; 4- вал; 5- цепь; С- спек; КР – крепкий раствор; ВШ- вода шламовая; П-I, П-II, П-III- первая, вторая, третья промывки; Ш- шлам

Перколяционный аппарат состоит из цепного транспортера с установленными на нем контейнерами (перколятор) 3. Контейнер разделен перегородками на ряд вертикальных отсеков. В отсеках на расстоянии 200-250 мм от днища укреплен съемная щелевидная сетка с размерами щели 3 мм. В подсеточном пространстве отсеки контейнера сообщаются и имеют выход для раствора.

Загрузка дробленого спека в контейнер осуществляется секционными питателями 2 из бункера 1. Слой спека 1 м. Скорость контейнера достигает до 0,22 м/мин. Производительность достигает до 100 т в час.

Растворы в перколяторы подаются насосами по системе трубопроводов. Аппарат разбит на 8-9 зон. В первую от разгрузочного конца аппарата зону подается горячая вода, а из последней, головной зоны выходит раствор алюмината натрия. Разгружается шлам при опрокидывании контейнера в момент перехода его с рабочей ветви на холостую. Для промывки сетки после разгрузки контейнера под аппарат подается вода под давлением 8-12 атм. Пройдя через слой выщелоченного спека, слабый алюминатный раствор насосами подается в следующую зону и т.д. В предголовную зону вводится содощелочной раствор, для получения нужного каустического модуля.

Промытый шлам из приемки перекачивается на шламовое поле.

Одним из основных условий нормальной работы перколяционного выщелачивателя является равномерное распределение спека по высоте заполнения контейнера и равномерный гранулометрический состав спека. Наличие мелкой фракции в спеке препятствует равномерному прохождению раствора по сечению выщелачивателя.

Трубчатые выщелачиватели (рис.8, 9) В них осуществляется непрерывное выщелачивание кускового спека. Принцип действия противоточный.

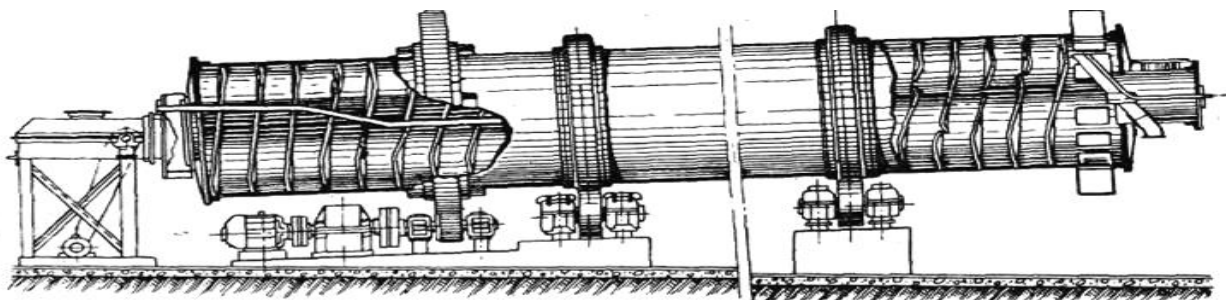


Рисунок 8 - Трубчатый выщелачиватель

Аппарат представляет вращающийся барабан длиной до 60м, диаметром 3-5м, углом наклона 5% по отношению к длине. Спек перемещается снизу вверх, а оборотный раствор и вода поступают в среднюю и верхнюю части барабана, стекая вниз.

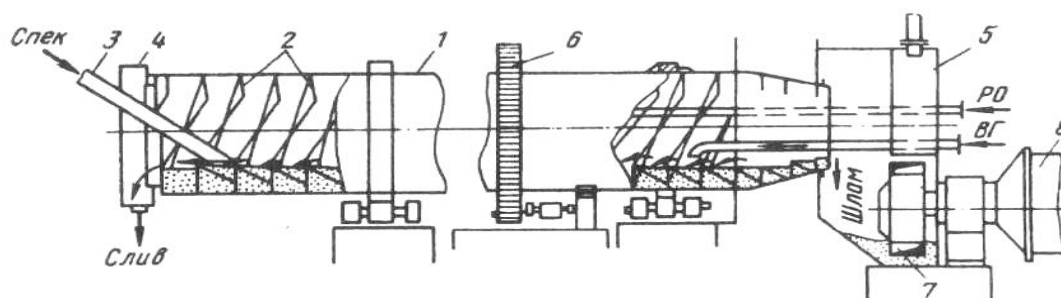


Рисунок 9 - Трубчатый выщелачиватель:

1 - вращающийся барабан; 2- винтовая спираль; 3- спековая течка; 4- загрузочная головка; 5-кольцевой полочный элеватор; 6- зубчатое колесо; 7- ковш; 8- мельница; РО- раствор оборотный; ВГ- вода горячая.

Навстречу спеку движется оборотный раствор, выщелачивая из спека алюминат натрия, а вода промывает шлам, выгружаемый через верхнюю часть выщелачивателя.

Спек, а затем шлам перемещаются из нижней части трубчатого выщелачивателя в верхнюю спираль, приваренную к внутренней поверхности барабана, при медленном вращении выщелачивателя. В витках спирали предусмотрены прорезы для перетекания раствора, диффундирующего через всю толщу спека. К недостаткам трубчатых выщелачивателей относится содержание значительного количества взвешенных твердых частиц в сливе алюминатного раствора, такой раствор необходимо подвергать фильтрации. В силу этого, спек должен содержать минимум тонкой фракции.

Обескремнивание алюминатных растворов

Сущность обескремнивания. В результате этой операции из концентрированного алюминатного раствора удаляется большая часть кремнезема, перешедшего в раствор при выщелачивании. Алюминатный раствор, направляемый на карбонизацию для получения высококачественного глинозема, должен иметь кремневое отношение ($\beta = \text{Al}_2\text{O}_3 / \text{SiO}_2$) не ниже 1000.

Алюминатный раствор после выщелачивания значительно загрязнен кремнеземом с концентрацией 80-150г/л Al_2O_3 имеет низкий кремниевый модуль 20-50, что не позволяет получить требуемый по химическому составу глинозем.

Обескремнивание заключается в связывании растворенного в алюминатном растворе кремнезема в нерастворимые соединения и их осаждение. Достигнуть это можно двумя путями:

Первый – продолжительное нагревание алюминатного раствора, способствующего росту кристаллов гидроалюмосиликата натрия ($\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$), образующегося при взаимодействии Na_2SiO_3 и $\text{NaAl}(\text{OH})_4$. Образующиеся кристаллы гидроалюмосиликата натрия с течением времени выпадают в осадок (белый шлам). Этот

процесс ускоряется в присутствии некоторого количества красного шлама или ГАСН, частицы которого служат центрами кристаллизации гидроалюмосиликата натрия.

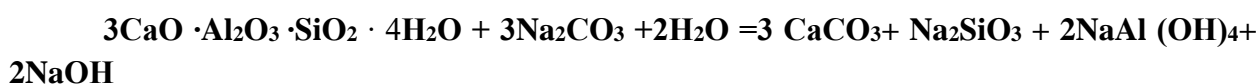
Второй– нагревание алюминатного раствора вместе с известью. Образуется малорастворимый гидроалюмосиликат кальция ($3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$), выпадающий в осадок, и образуется так называемый белый шлам.

Технология обескремнивания. Обескремнивание ведут в две стадии. На первой стадии обескремнивание ведут в батарею последовательно соединенных автоклавов, снабженных паровыми змеевиками и мешалками при температуре $>140^\circ\text{C}$. Процесс ведут непрерывно 3 час. Без добавки извести при 3,2-3,5 атм. В качестве затравки используется красный шлам или ГАСН.

Полученный раствор имеет кремниевый модуль 300-400. На первой стадии кремнезем отделяется в виде гидроалюмосиликата (ГАСН) $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$.

Для получения раствора с кремневым модулем 1000 служит вторая стадия, в раствор вводится известь, образуется малорастворимый гидроалюмосиликат кальция ($3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$), выпадающий в осадок, вторая стадия производится в мешалках при температуре $\approx 100^\circ\text{C}$ в течение 1-3 час.

В шламе после второй стадии обескремнивания содержится до 26% Al_2O_3 . Для уменьшения содержания Al_2O_3 в шламе используется содовая обработка. При этом оксид алюминия из шлама переходит в раствор, одновременно происходит каустификация соды.



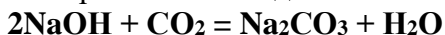
Полученный раствор используется для выщелачивания спека, а шлам содержащий до 85% CaCO_3 , идет в отделение приготовления шихты или на вторую стадию обескремнивания вместо извести..

Карбонизация алюминатных растворов

Карбонизация это один из методов разложения алюминатного раствора с целью выделения гидроокси алюминия. При карбонизации получается гидроокись алюминия и раствор соды, который используется как оборотный раствор.

При карбонизации алюминатный раствор обрабатывают углекислотой (обычно топочные газ, содержащие CO_2 , газы печей спекания, содержащие 12-14% CO_2). Процесс протекает в две стадии.

Первая стадия – нейтрализация присутствующей в растворе свободной едкой щелочи с образованием соды



Вторая стадия- выделение гидроокси алюминия за счет разложения алюминатного раствора благодаря резкому снижению его каустического отношения



Образующаяся едкая щелочь сразу связывается в соду с поступающей углекислотой, и создаются условия для дальнейшего разложения алюминатного раствора.

Роль углекислоты заключается в нейтрализации едкой щелочи и создания условий, для разложения алюминатного раствора.

Влияние различных факторов на карбонизацию

На карбонизацию алюминатных растворов, т.е. на течение самого процесса и главным образомна качество гидрата окиси алюминия влияют факторы:

- температурные условия;
- перемешивание;
- продолжительность (скорость карбонизации);
- степень (глубина) разложения раствора.

В промышленных условиях эти факторы должны сочетаться так, чтобы полученный гидрат окиси алюминия содержал минимум примесей кремнезема и щелочи, а крупность кристаллов его была такой, чтобы гидратная пульпа хорошо фильтровалась.

Температурные условия влияют на физические свойства выделяемой гидроокиси. Карбонизацию ведут при 80-90⁰С.

С понижением температуры возрастает количество мелких фракций гидроокиси. Необходимая температура достигается:

- хорошей теплоизоляцией аппаратуры (карбонизаторов);
- теплом, вносимым с газами.

Содержание CO₂ в очищенных топочных газах колеблется 12-14%. Чем выше их концентрация, тем ниже их расход, меньше теряется тепла с отходящими газами, выше производительность карбонизатора. В связи с уменьшением дисперсного состава гидроксида в конце процесса скорость газации к концу процесса должна быть снижена. В промышленных условиях продолжительность карбонизации 6-8час.

Перемешивание растворов при карбонизации существенно влияет на рост кристаллов и содержание щелочи в гидроокиси.

Механическое перемешивание способствует росту кристаллов гидроокиси и увеличивает скорость разложения алюминатных растворов, выравнивая концентрацию по всей массе раствора, и снижает содержание щелочи в гидроокиси.

Продолжительность (скорость) карбонизации зависит от интенсивности пропускания (барботирования) углекислоты и ее содержание в применяемых газах. При большой интенсивности пропускания газов и высоком содержании в них углекислоты алюминатные растворы разлагаются скорее. Однако, при этом, выпадающая в осадок гидроокись содержит больше щелочи, т.к. образуются мелкодисперсные кристаллы гидроокиси.

Степень разложения алюминатного раствора (глубина карбонизации) влияет как на физические свойства осадка гидроокиси алюминия, так и на содержание примесей, щелочи и кремнезема.

При карбонизации без затравки в начальный период выпадает тонкодисперсный гидроксид. Затем идет выделение чистого и крупнозернистого гидроксила. На заключительной стадии процесса вновь идет выделение тонкодисперсного гидроксила с увеличенным содержанием SiO₂.

Для увеличения качества гидроксила на первом этапе достигается использованием затравки. Для увеличения качества гидроксила на заключительном этапе необходимо увеличить степень обескремнивания или вести неполную карбонизацию.

Технология карбонизации. Для карбонизации используются карбонизаторы с механическим перемешиванием или аэролифтным перемешиванием.

Карбонизаторы с механическим перемешиванием (рис.10)

Карбонизацию алюминатных растворов производят в карбонизаторах- железных цилиндрических чанах, снабженных механическими (цепными) мешалками. Цепная мешалка вращается со скоростью 80б/мин.

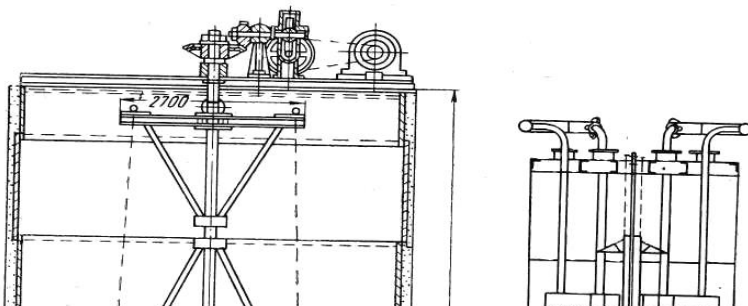


Рисунок 10 - Карбонизаторы:

а - с механическим перемешиванием; б- с верхним подводом газа.

Диаметр карбонизатора 4,7-6,0м, высота 8,0м. Для уменьшения тепловых потерь, снаружи покрыт тепловой изоляцией толщиной 100мм. В боковой части сверху имеется отверстие, для заполнения алюминатным раствором. В днище предусмотрено отверстие для удаления гидратной пульпы, а на высоте 1,3м от днища- отверстие для слива содового раствора. По окружности карбонизатора у днища расположены отверстия, к которым подсоединены трубы для подвода печных газов(барботеры).

При периодической карбонизации (циклами) выполняются операции:

- наполнение карбонизатора алюминатным раствором;
- продувка через раствор топочных газов, содержащих CO_2 ;
- перемешивания раствора с осадком (выкручивание);
- отстаивание осадка гидроокиси алюминия;
- слив содового маточного раствора;
- выгрузка гидратной пульпы.

Печные газы, содержащие 10-14% CO_2 перед карбонизацией охлаждают и очищают от взвешенных пылевых частиц в скрубберах, орошаемых водой. Очищенные газы при температуре 30-37 $^{\circ}\text{C}$, с содержанием пыли 0,02-0,04г/м³ поступают в турбогазодувки, которые нагнетают газы в карбонизаторы под давлением 0,6-0,7атм (температура газов 100-150 $^{\circ}\text{C}$).

Практика карбонизации алюминатных растворов. Карбонизатор через верхнее отверстие до высоты 5м от днища заполняют алюминатным раствором, из отделения выщелачивания при температуре 73-75 $^{\circ}\text{C}$, при карбонизации температура раствора повышается до 80 $^{\circ}\text{C}$ от тепла газов.

После заполнения карбонизатора через толщу раствора продувают газ в течение 6-8час, продолжительность продувки зависит от содержания CO_2 в печных газах, для обеспечения нормального процесса концентрация CO_2 не ниже 12-13%. Газ пропускают до тех пор, пока содержание Na_2O в растворе не достигнет 1,5-2,0г/л, это соответствует разложению раствора на 97% или остаточному содержанию 2-3г/л Al_2O_3 . Карбонизацию

до полного выделения глинозема не ведут, во избежание получения фракции гидроокиси с повышенным содержанием кремнезема.

По окончании подачи газа маточный раствор в течение 1 часа перемешивают с гидратом для укрепления его кристаллов, затем пульпу отстаивают, раствор откачивают. Маточный содовый раствор осветляют, часть его направляют на приготовление шихты, часть на выщелачивание спека.

Гидратную пульпу из карбонизатора фильтруют и промывают на вакуум-фильтрах, промытый гидрат окиси алюминия направляют на кальцинацию в печи.

Общая продолжительность цикла карбонизации 12-14 час. Производительность одного карбонизатора 600-650 кг/час Al_2O_3 .

При карбонизации насыщенных алюминатных растворов применяют метод неполной карбонизации, вызвано это тем, что растворы поступают на карбонизацию с небольшим кремневым отношением $\beta = \text{Al}_2\text{O}_3 / \text{SiO}_2$. Полная карбонизация алюминатных растворов приведет в конце процесса выделению гидроокиси сильно загрязненной SiO_2 и Na_2O не пригодной для электролиза. Карбонизацию концентрированных алюминатных растворов заканчивают при выделении в осадок 85% окиси алюминия содержащей в алюминатном растворе, маточный содовый раствор направляют на приготовление мокрой шихты.

Разложение карбонизацией можно вести непрерывно в батареях последовательно соединенных карбонизаторов.

Карбонизаторы с аэролифтным перемешиванием (рис.11). В этих карбонизаторах пульпа перемешивается газом, поступающим через сопла в конической части аппарата. Для подъема гидроксида, осаждающего в объеме, расположенном ниже сопел, установлен циркуляционный аэролифт.

Для карбонизации используются аэролифтные карбонизаторы с верхним подводом газа (рис.10б), что позволяет снизить расход энергии, за счет снижения мощности турбогазоводувок.

Для осуществления непрерывного процесса карбонизаторы соединяются в батареи.

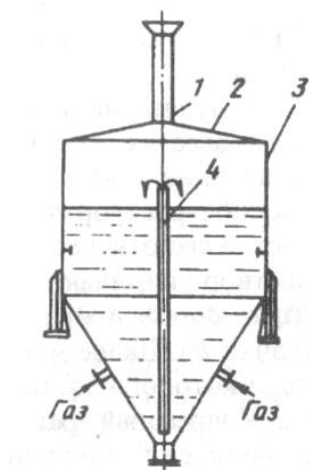


Рисунок 11 -Карбонизаторцилиндро- конического типа:
1 - труба с инерционной ловушкой; 2- крышка; 3- корпус; 4 – аэролифт.

Порядок выполнения работы

1. Ознакомиться с теоретической частью данного методического указания.
2. Составить принципиальную технологическую схему производства глинозема по способу спекания.
3. Составить технологические схемы основных переделов согласно варианту, с описанием основных процессов, используемого оборудования и параметров на этих переделах.
4. Ответить на контрольные вопросы, согласно варианту.

Варианты заданий и контрольные вопросы

Вариант 1

1. Разработать технологическую схему подготовки шихты для спекания.
2. Конструктивные особенности карбонизаторов.

Вариант 2

1. Разработать схему выщелачивания спека.
2. Аппаратура, используемая для проведения процесса карбонизации.

Вариант 3

1. Разработать схему обескремнивания.
2. Факторы, влияющие на процесс карбонизации.

Вариант 4

1. Разработать схему карбонизации.
2. Чем отличается способ спекания от способа Байера?

Вариант 5

1. Разработать схему кальцинации гидроокиси алюминия.
2. Карбонизация алюминатных растворов, на чем основывается принцип карбонизации.

Вариант 6

1. Разработать технологическую схему подготовки шихты для спекания.
2. Какое оборудование используется на первой и второй стадиях обескремнивания?

Вариант 7

1. Разработать схему выщелачивания спека.
2. В чем заключается вторая стадия обескремнивания?

Вариант 8

1. Разработать схему обескремнивания.
2. Какие компоненты входят в состав шихты для спекания?

Вариант 9

1. Разработать схему карбонизации
2. Какую роль выполняют компонента шихты.при спекании?

Вариант 10

1. Разработать схему кальцинации гидроокиси алюминии
2. Дозировка компонентов шихты.

Вариант 11

1. Разработать схему выщелачивания спека.
2. Дозировка компонентов шихты.

Вариант 12

1. Разработать схему обескремнивания.
2. Состав получаеомогоспека.

Вариант 13

1. Разработать схему карбонизации.
2. Состав получаеомогоспека.

Вариант 14

1. Разработать схему выщелачивания спека.
2. Что такое спекообразователь?

Вариант 15

1. Разработать схему кальцинации гидроокиси алюминия
2. Химический состав спека, поведение компонентов спека при выщелачивании.

Вариант 16

1. Разработать схему карбонизации.
2. Оборудование, используемое для выщелачивания.

Вариант 17

1. Разработать схему выщелачивания спека.
2. Для чего производится обескремнивание алюминатного раствора, какой кремневый модуль получается после обескремнивания?

Вариант 18

1. Разработать схему кальцинации гидроокиси алюминия.
2. Сколько стадий входит в процесс обескремнивания алюминатных растворов?

Рекомендуемая литература:

1. Беляев, А. И. Металлургия легких металлов / А. И. Беляев. – 6-е изд. - М.: Металлургия, 1970. – 368 с.

2. Москвитин, В. И. Металлургия легких металлов: учебник для вузов / В. И. Москвитин, И. В. Николаев, Б. А. Фоминых. - М.: Интермет Инжиниринг, 2005. – 416 с.

Практическая работа №3

Тема: Разработка аппаратурно-технологической схемы производства обожженных анодов

Цель: Освоить последовательность операций производства анодной массы и обожженных анодов, используемое оборудование, технологические параметры, поддерживаемые на переделах.

Теоретические сведения

Несмотря на многообразие электродных изделий, они изготавливаются по однотипной технологической схеме: твердые углеродные материалы в виде набора различных частиц, но определенных размеров перемешивают со связующим веществом. Полученная масса, используется для формирования анода (на электролизерах с СОА) или изготовление обожженных анодов (для электролизеров с ОА).

Принципиальная технологическая схема производства анодной(электродной) массы приведена ниже (рис.1).

2. Принципиальная схема производства анодной массы:

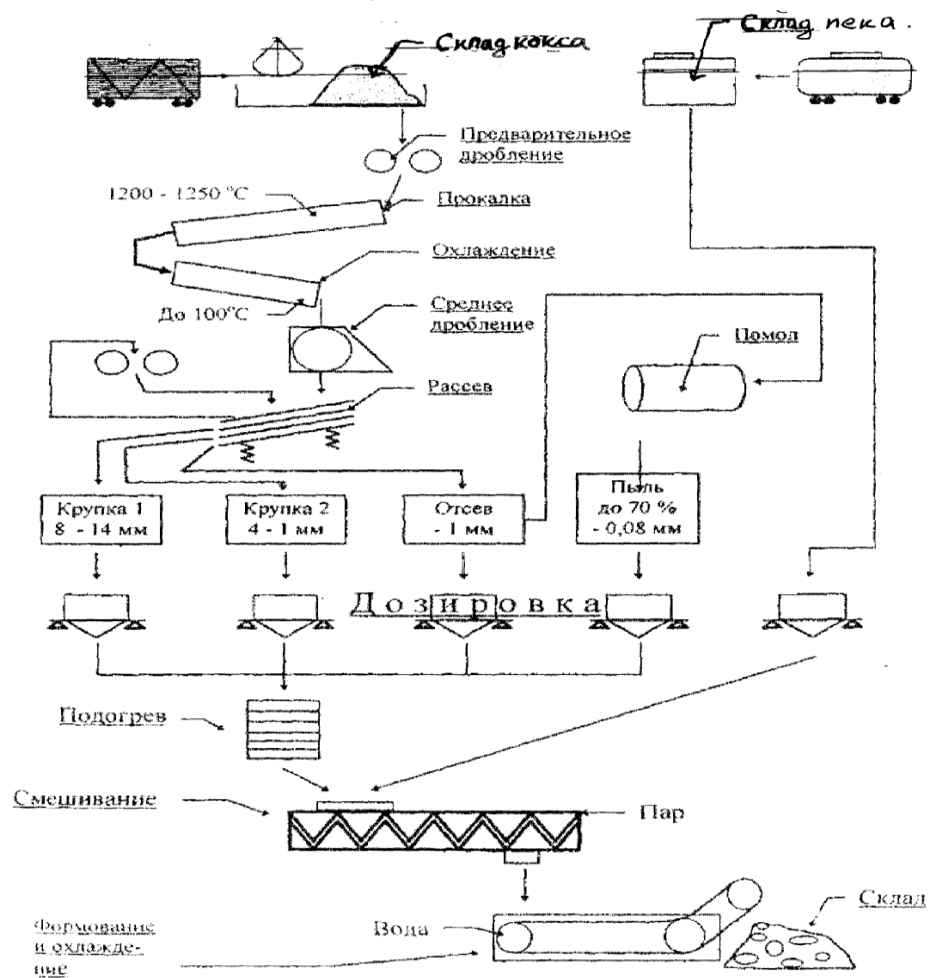


Рис.1 Основные стадии приготовления анодной массы

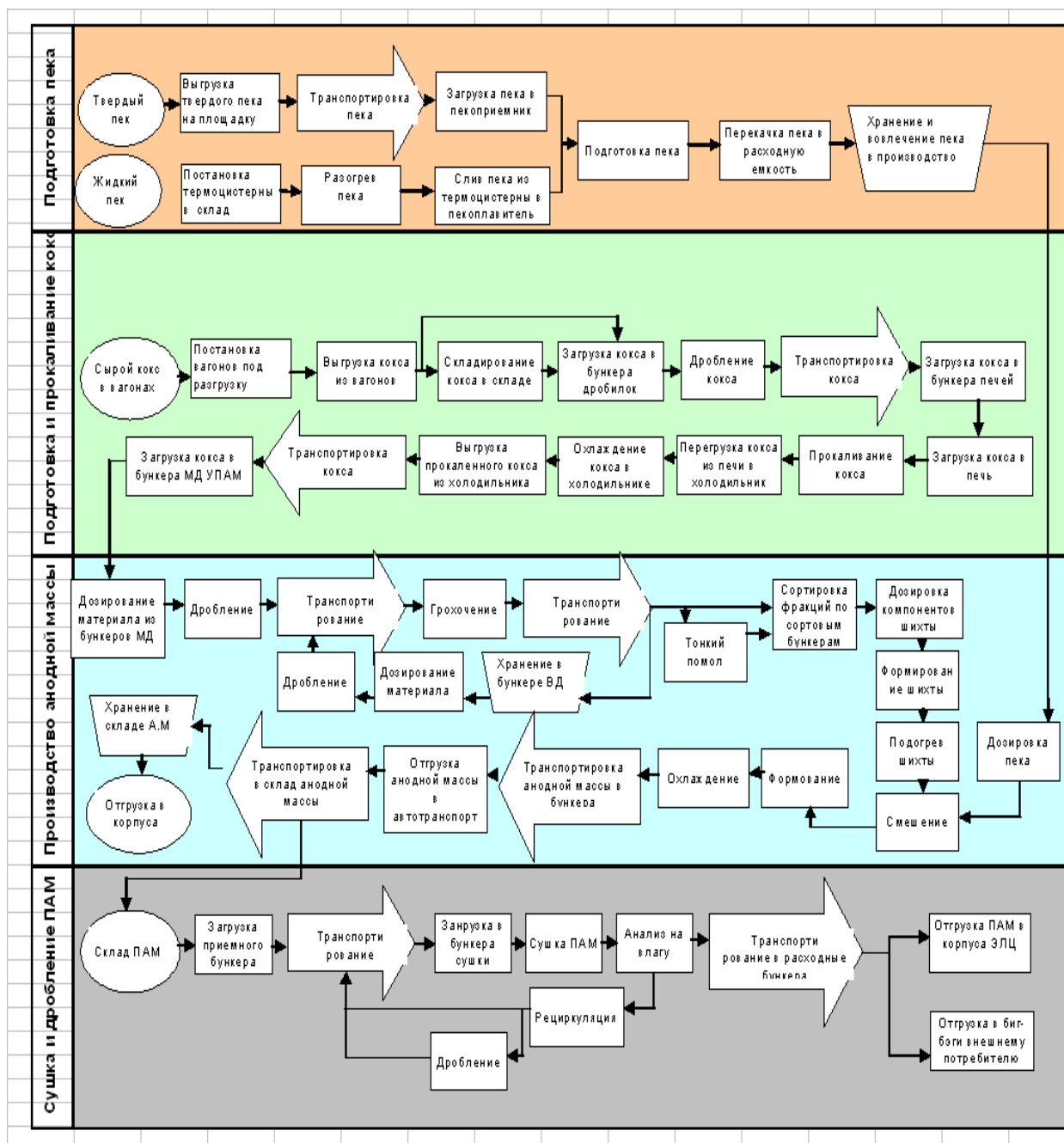


Рисунок 2 - Схема производства анодной массы на ВГаЗ

Основные сведения о сырье для производства электродов

Для производства всех видов углеродистых материалов, в т.ч. электродов, применяются искусственные и естественные материалы, в которых основной составляющей частью является углерод.

К естественным углеродистым материалам относятся антрациты и натуральные графиты.

К искусственным углеродистым материалам относятся коксы (нефтяные, пековые, каменноугольные).

Все сырьевые материалы, применяемые для производства углеродистых материалов, разделяются на две группы:

- твердые углеродистые материалы;
- связующие вещества.

Сырьем для производства электродов служат:

- электродные каменноугольные или нефтяные пеки – связующие;
- антрациты, электродные коксы (нефтяные или пековые) - твердый углеродистый материал.

В основном искусственные углеродистые материалы изготавливают путем разложения природных органических веществ (нефть, уголь) или продуктов их переработки (каменноугольная смола).

Выбор этих видов сырья определяется следующим:

1. Они обладают низкой зольностью, что важно для электролитического производства алюминия, т.к. железо, кремний, медь, цинк и другие примеси, содержащиеся в золе, переходят в электролитический алюминий, снижая его качество.

2. Электроды, образованные из этих материалов, обладают высокой электропроводностью, без чего невозможен подвод тока к зоне электрохимической реакции.

3. Композиция твердого кокса (наполнителя) и жидкого пека (связующего) позволяет формировать композиционную структуру, физико – химические свойства которой после спекания, существенно превосходят свойства кокса, и пека по отдельности.

4. Эти материалы после термообработки обладают высокими термостойкими свойствами, достаточными свойствами для работы в химически агрессивной среде и при высоких температурах 950⁰-1000⁰С.

Сырьевые материалы для производства анодной массы и анодов

Связующие материалы

В качестве связующих материалов для производства анодов (электродов) используются:

- каменноугольный пек;
- нефтяной пек.

В настоящее время в основном используется каменноугольный пек, по ряду причин использование нефтяных пеков ограничено.

Каменноугольный пек

Исходным материалом для производства каменноугольных пеков является смола, получаемая как побочный продукт при коксовании углей с целью получения металлургических коксов. При коксовании углей (коксуемые) в коксовых батареях получается кокс, смола коксования и газы коксования. Кокс, полученный при коксовании, содержит много минеральных примесей и не годен для электродного производства. В смоле коксования содержание примесей невелико, и она служит сырьем для производства каменноугольного пека.

Каменноугольный пек представляет собой тяжёлый остаток после разгонки смолы. Чем больше количество фракций будет отогнано из смолы, тем меньше будет получено пека и тем выше будет температура его размягчения.

Каменноугольный пек получается в количестве до 2% от массы коксующегося угля или до 60% от получаемой при этом смолы.

В идеале доля пека, используемого для производства анодов должна оптимизироваться применительно к каждому типу кокса и смеси с целью достижения максимальной плотности, максимальной электропроводности, максимальной прочности и максимальной устойчивости к окислению и выгоранию.

Физико - химические свойства пеков

В качестве связующих применяются материалы, которые в процессе обжига коксуются и, образуя достаточное количество прочного кокса, придают изделиям необходимую прочность и однородность. Кроме этой основной функции, связующее должно обеспечивать такую пластичность массе, чтобы стало возможным прессование из неё изделий. Эти две особенности связующего вещества не зависят одна от другой, но обязательны для любого его вида.

Каменноугольный пек - сложная структура с огромным количеством химических соединений, отличительная особенность пека это наличие в структуре конденсированных ароматических углеводородов, простейший представитель бензол- условно бензольное кольцо.

Химические соединения пека, состоящие из двух или нескольких бензольных колец, отличаются высокой реакционной способностью; при нагревании и даже при хранении они объединяются в соединения трех, пятикольчатые и более. Этот процесс называется конденсацией, или уплотнением химической структуры пека.

При коксовании (поликонденсации) этих соединений происходит образование коксовой структуры, подобной кристаллической решетке графита, но с большим количеством дефектов и отклонений от строения графита.

Высокомолекулярные ароматические соединения имеют способность к коксованию и они являются «высокотемпературным склеивающим или цементирующим веществом».

Пек является аморфным телом и поэтому не имеет определенной температуры застывания. При повышении температуры вязкость пека резко изменяется, и он постепенно переходит из твердого состояния в жидкое.

Физико-химические свойства пеков зависят от качества исходной смолы и условий ее переработки, повышение температуры смолы или увеличение длительности ее нагрева приводят к накоплению в смоле и пеке высокомолекулярных продуктов.

Пек представляет собой смесь ароматических соединений углеводородов (92-93% C, 4,1-4,7% водорода, менее 2% азота и кислорода, серы 0,2-0,7%, золы 0,1%),

Качество пеков оценивается такими показателями, как плотность, выход летучих веществ, зольность, температура размягчения, а также групповой состав. Последний характеризуется выходом фракций пека, растворимых в различных органических растворителях (толуол, бензин, бензол, хинолин и пр.).

Температура размягчения является одной из важнейших характеристик пека, которая определяет большинство физико- химических и технологических свойств.

Температурой размягчения принято считать условную температурную точку, при которой пек переходит из твердого состояния в вязкотекучее состояние. В отечественной практике пеки условно разделяются по температуре размягчения на четыре вида:

- мягкие (40-65 °С),
- среднетемпературные (67-73 °С),
- с повышенной температурой размягчения (85-90 °С).
- высокотемпературные (выше 90°С).

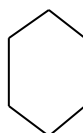
Пек с температурой размягчения (T_p) до 65 °С используется для производства кровельных материалов, препарированных смол и т. д. Высокотемпературные пеки с T_p выше 90 °С применяются для производства пекового кокса.

Пек с T_p в пределах 65-90°С применяется для производства электродной продукции, и его показатели регламентируются ГОСТ 10200-83, которые приведены в таблице 1.

Таблица 1

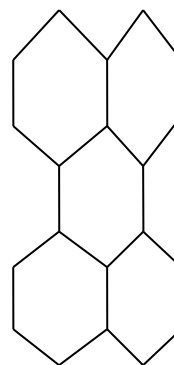
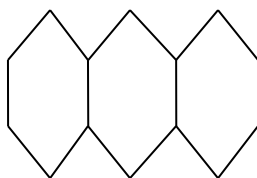
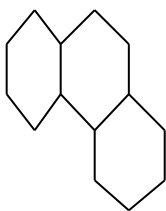
Показатели	А	Б	Б ₁	В
Температура размягчения, °С	65 - 70	67 - 73	72 - 76	85 - 90
Содержание α -фракции, %	24 - 28	25 - 31	26 - 31	Не < 31
Содержание α_1 -фракции, %	7	8	10	12
Выход летучих веществ, %	59 - 63	58 - 62	Не > 59	53 - 57
Зольность, %, не более	0,3	0,3	0,3	0,3
Влажность в твердом пеке, %, не более	4,0	4,0	4,0	4,0

Плотность пека увеличивается с повышением температуры его размягчения. Для электродных пеков - 1,2-1,3 г/см³. С ростом температуры выдержки происходит и рост плотности, при этом само вещество пека не остается неизменным. Пек в своей основе состоит из ароматических (или циклических) углеводородов. Простейшим их представителем является бензол - условно, так называемое бензольное кольцо:



При высокой температуре химические соединения, состоящие из двух или нескольких бензольных колец, объединяются в соединения трех, пяти, девятикольчатые и даже более. Этот процесс называют конденсацией или уплотнением химической структуры пека. Например, возможно образование соединений следующего типа :

— фенантрен, — антрацен, — перилен



Плотность пека при этом возрастает. Чем выше температура выдержки пека, тем больше рост его плотности.

Вязкость пека представляет большой практический интерес, т.к. от ее значения зависят условия смешения и прессования углеграфитовых материалов. Вязкость пека зависит от температуры его размягчения и резко снижается при нагревании пека. Вязкость пека можно значительно снизить путем введения различных добавок (керосина, поглотительного или антраценового масла и пр).

Поверхностное натяжение

При производстве электродных масс, в процессе смешения углеродистой шихты и пека многие явления, происходящие на границе раздела фаз, определяются поверхностными свойствами связующего, количественной оценкой которых являются поверхностное натяжение и краевой угол смачивания.

Поверхностное_натяжение возрастает с повышением температуры размягчения T_p и снижается по мере нагрева пека.

Краевой угол смачивания возрастает по мере роста T_p и монотонно снижается при нагревании пека.

Пек относится к плохим проводникам тепла, значения его теплопроводности (К) для электродных пеков в интервале температур 80-200⁰ С лежат в пределах 0,08-0,12 Вт/м. Теплостойкость пеков также невелика (С); для электродных пеков в интервале температур 80-200⁰ С лежит в пределах 1300-1700 Дж/кг. Значения коэффициентов К и С при увеличении T_p и температуры нагрева возрастают.

Групповой состав пека. Ввиду сложности химического состава каменноугольный пек, как и ряд подобных ему веществ, характеризуется групповым составом или фракциями которые отличаются молекулярной массой и, следовательно, своими свойствами (различным отношением к определенным растворителям).

Групповой состав пека-**карбоиды, карбены, асфальтены, мальтены.**

Карбоиды (α_1 –фракция) – черный очень мелкий порошок, не плавящийся даже при нагревании до 500⁰С, нерастворимые в хинолине, содержит частицы полукокса, кокса и минеральные примеси, высокомолекулярные ароматические вещества. Инертный наполнитель, не обладают связующими свойствами, но служат центрами коксообразования. Содержание в каменноугольном пеке от 3 до 18%.

Карбены(α_2 - фракция) не растворяется в толуоле, но растворяется в хинолине это важная составляющая связующего. Это смесь высокомолекулярных соединений

способных плавиться и спекаться, это важная фракция связующего. α_2 - фракция, содержание в пеке не менее 20%. Определяется по разности содержания вещества, растворимых в хинолине и толуоле.

Асфальтены (β -фракция) растворимы в толуоле и нерастворимы в петролейном эфире. Содержат в составе многокольчатые ароматические соединения, обладают повышенной способностью спекаться.

Мальтены (γ –фракция) многокольчатые (3-5 колец) ароматические соединения. Они являются поверхностно активными веществами и определяют смачивающую способность пека, снижают температуру размягчения и вязкость пека, способны к спеканию, но в меньшей мере.

Таблица 2

Фракция	Растворитель	Свойства и состав
γ	Петролейный эфир	Полициклические соединения с 4-6 кольцами.
β	Бензол	То же, с 8-10 кольцами и молекулярной массой 350-450.
α_2	Хинолин	Высококонденсированные соединения неустоенной структуры
α_1	-	То же, с молекулярной массой в несколько раз большей, чем α_2 -фракции, а также частиц графита, угля, кокса и комплексы неорганических веществ и полициклических ароматических углеводородов.

При длительном хранении пека при высокой температуре гамма переходит в бета, а бета в альфа, снижается содержание летучих веществ, увеличивается температура размягчения.

Коксовый остаток - процентное отношение количества кокса, образующегося при коксовании пека, к исходному количеству пека, выход коксового остатка определяется содержанием фракций α_1 и α_2

Спекающиеся свойства - это способность связываться (цементироваться) с электродным материалом. Возрастает с ростом температуры размягчения, содержания высокомолекулярных фракций α_2 и β .

Зольность – наличие вредных примесей: кремний, железо, ванадий, натрия и сера. Ионы натрия являются катализатором окисляемости анода в атмосфере CO_2 , особенно обожженного анода. Ванадий является катализатором окисляемости анода в атмосфере воздуха.

Содержание серы не должно превышать 0,3-0,4%.

Вспучиваемость - полнота удаления влаги и низкокипящих фракций, не должна превышать 10-15% и достигается при выдержке при 130-140⁰С на вторые – третьи сутки. Высокая вспучиваемость приводит к вспениванию загружаемой массы, вытеканию ее через борт, прорыву при перестановке и подъему анодной рубашки. Спеченный анод обладает повышенной пористостью, низкой механической прочностью, легко окисляется и осыпается.

В настоящее время нет надежного метода, определяющего пригодность того или иного пека, в качестве электродного. Общими нормируемыми показателями являются Тр, коксовый остаток, содержание α фракций, зольность и содержание летучих.

Основные требования зарубежных фирм к электродному пеку приведены в таблице 3.

Таблица 3

Фирма, страна	Канада	Великобритания	Франция	Германия	Япония
Тр, °С, по КиС	66-68	64-69	72-79	62-71	60-67
О ₂ -фракция, % масс	≥ 34	25-30	≥ 28	13-26	16-27
О ₁ -фракция, % масс	10-12	8-12	≤ 10	2-4	1-5
Истинная плотность при 25°С, г/см ³	1,31	1,28	-	1,27-1,29	1,27-1,28
Зола, % масс, ≤	0,3	0,3	0,3	-	-

В настоящее время каменноугольный пек является единственным видом связующего для производства углеродистой продукции. Однако, сокращение производства кокса и ухудшение качества коксующихся углей привели к дефициту пека и значительная его часть импортируется из различных стран. В связи с этим уже в течение длительного времени ведутся поиски альтернативных видов связующих материалов.

В качестве основного возможного поставщика сырья для производства связующего рассматривается нефтеперерабатывающая промышленность, располагающая значительными запасами разнообразных видов сырья. Предпринимавшиеся попытки использовать такие виды продуктов переработки нефти как гудрон, мазут и пр. не увенчались успехом из-за невысокой степени их ароматизации и большого содержания золы и серы.

Нефтяной пек, несмотря на повышенную Тр, близок по свойствам к каменноугольному пеку с более низкой Т.

Нефтяной пек менее ароматизирован, на что указывает его более низкая плотность и отношение С/Н.

Анодная масса, приготовленная на нефтяном пеке с примерно такой же температурой размягчения, как у каменноугольного, имеет большую пластичность. Необходимо отметить, что применение нефтяного пека позволяет получить графитированные изделия из нефтяного кокса более высокого качества, чем при использовании каменноугольного пека.

Однако нефтяной пек имеет ограниченное применение, т.к. при одинаковом качестве (по групповому составу, плотности, вязкости) с каменноугольным пеком, он должен иметь более высокую Тр и смешение массы придется вести при более высокой температуре. Это потребует замены некоторого технологического оборудования, т.к. придется применять пар с более высоким давлением и температурой. Нефтяные пеки отличаются от каменноугольного пека тем, что содержат малое количество примесей,

нерастворимых в хиолине и имеют менее конденсированную ароматическую структуру. В целом анализ данных о возможных заменителях каменноугольного пека в качестве электродного связующего позволяет сделать вывод, что наиболее перспективным является использование продуктов переработки нефти.

Твёрдые углеродистые материалы

Как отмечалось выше, к твердым углеродистым материалам относятся:

- антрациты
- графиты
- коксы

Антрациты

Антрациты относятся к естественным материалам, которые широко используются при производстве электродных масс для алюминиевой промышленности. Элементный состав антрацитов (% мас. : углерод 93—98; водород 1—3%; кислород и сера до 1%, зола 4-8%).

Важной особенностью антрацитов является их высокая доступность и низкая (по сравнению с электродными коксами) стоимость. Донецкий бассейн, Новосибирская область, Кузнецкий бассейн.

Природный антрацит имеет недостаточную механическую прочность и термическую стойкость, дает значительную усадку при нагревании. Поэтому для производства углеграфитовой продукции производят его прокаливание.

Высокая зольность исключает использование антрацитов для производства анодной массы и обожженных анодов. Но антрациты являются основным компонентом угольных подовых и бортовых блоков, применение которого улучшает такие эксплуатационные свойства этих изделий, как термостойкость, прочностные характеристики и электропроводность. Технические условия (ТУ) на поставку антрацитов составляются после проведения специальных промышленных испытаний. ТУ на антрациты разных месторождений могут заметно различаться.

Коксы

Коксы один из важнейших видов сырья для электродного производства.

Наиболее ценны малозольные виды коксов, содержание золы в которых не превышает 1%, используются для производства анодной массы и обожженных анодов.

В СНГ производят два вида малозольных коксов: нефтяные и пековые. Первые получают коксованием нефтяных остатков, вторые – коксованием каменноугольного пека при температуре от 500 до 1000 °C.

Нефтяные коксы

Нефтяные коксы являются продуктом коксования тяжелых остатков после перегонки. При перегонке нефти путём нагревания вначале выделяются самые лёгкие фракции – газы, бензины, керосины, масла. Оставшаяся часть – тяжёлые остатки приближаются по своим свойствам к пекам. Свойства коксов зависят главным образом от вида нефтяных остатков, которые подразделяются на крекинг- и пиролизные.

Крекинг-коксы получают из остатков переработки нефти крекинг-процессом, а пиролизные коксы – из остатков пиролиза.

Крекинг-процесс ведется при температуре до 500 °C и давлении 12-70 кг/см². Образуются крекинг-остатки, которые являются сырьем для получения

крекингowego нефтяного кокса. Прикрекинг -процессе получают до 20 % остатков, которые являются сырьем для крекингowego кокса.

Высокотемпературный крекинг-процесс, который идет при температуре 650—750 °С и давлении, близком к атмосферному, носит название пиролиза.

В ходе этого процесса образуются непредельные углеводороды (этилен, пропилен, бутадиен), используемые как химическое сырье при производстве пластических масс, волокон, синтетического каучука и т.д. Остатки пиролиза идут на получение пиролизного кокса. При пиролизе выход смоляных остатков не превышает 5 % и используется для получения многих продуктов, в том числе нефтяного кокса.

Зольность коксов не превышает 0,8%, содержание серы 0,2-0,6%, выход летучих колеблется от 5 до 11%.

Крекингowe коксы после прокалики становятся более плотными, чем пиролизные, но содержат больше минеральных примесей и способны легче окисляться. Аноды из крекингowego кокса имеют больше микротрещин.

Требования к коксам

Содержание влаги и летучих – балластные примеси, которые удаляются при прокалике, поэтому целесообразно дробить и прокалывать коксы в местах их производства. Транспортировка и хранение лучше в закрытых емкостях во избежание попадания влаги и поглощения ими атмосферной влаги. Летучие вещества и влагу удаляют из кокса прокаливанием во вращающихся и роторных печах при температуре 1150— 1300 °С.

Содержание серы и золы должно быть минимальным. В практике работы алюминиевых заводов принято, что содержание серы в коксе, идущем на изготовление анодной массы или обожженных анодов, не должно превышать 1,5%.

Зола – это оксиды кремния, железа, алюминия, кальция, магния, натрия, фосфора, ванадия, серы.

Железо и кремний полностью переходят в сырец, кремний также взаимодействует с криолитом и фторид кремния улетает (потери фтора).

Сера окисляется и активно взаимодействует со штырями и секциями, в результате снижается их срок службы и сортность.

Спутник серы ванадий снижает электропроводимость алюминия и выход по току.

Фосфор снижает выход по току – реакции перезаряда. Увеличивают смачиваемость угольных частиц электролитом, сопротивление и перегрев – плохое отделение пены, снижение наработки.

Реакционные металлы натрия, магния, кальция увеличивают разрушаемость анодной массы и анода.

Плотность коксов – один из наиболее важных параметров, различают объемную и истинную плотность. Объемная плотность - это плотность с учетом пор и пустот. Истинная плотность – это плотность только самого кокса.

Истинная плотность коксов после прокаливания при температуре 1300 °С в течение 5 ч должна быть в пределах 2,08—2,13 г/см³.

К механическим свойствам кокса относятся истираемость и временное сопротивление раздавливанию, которые возрастают с ростом температуры прокалики. Механические свойства нефтяных коксов ниже, чем у пековых.

Удельное электросопротивление коксов должно быть минимальным, оно зависит от степени прокалки. Электросопротивление кокса не должно превышать 550—600 мкОм·м. Зависит от температуры прокалки.

Основные показатели качества не прокаленных нефтяных коксов регламентирует ГОСТ 22898-78. В табл. 4 указаны основные требования этого стандарта применительно к электродным коксам.

Таблица 4

Требования к нефтяным малосернистым электродным коксам								
Показатель	КНПЭ		КНКЭ		КГЗ	КЗА		КНА
	Высший сорт	Первый сорт	Высший сорт	Первый сорт		Высший сорт	Первый сорт	
Содержание, %, не более:								
влаги	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0
летучих	6,0	6,5	6,0	7,0	9,0	7,0	9,0	8,0
зола	0,20	0,30	0,30	0,50	0,60	0,10	0,60	0,50
серы	0,70	1,00	0,70	1,00	1,00	1,20	1,50	1,00
Массовая доля кусков, %, не более:								
размером менее 25 мм	4,0	4,0	4,0	4,0	—	—	—	—
размером менее 8 мм	—	—	—	—	10,0	8,0	10,0	10,0
Плотность после прокаливания при 1300 °С, г/см ³	2,10—2,13	2,09—2,13	2,10—2,13	2,10—2,13	2,08—2,13	2,10—2,13	2,08—2,13	2,08—2,13
Истираемость, %, не более	13,0	13,0	7,0	7,0	—	—	—	—
Массовая доля, %, не более:								
кремния	—	—	—	—	—	0,04	0,08	0,04
железа	—	—	—	—	—	0,05	0,08	0,05
ванадия	—	—	—	—	—	0,01	0,015	0,012

Основными производителями сырого нефтяного кокса в СНГ являются: нефтеперерабатывающие заводы в Волгограде, Комсомольске-на-Амуре, Омске, Новокуйбышевске, Новоуфимске, Ангарске, Перми (Россия), Фергане (Узбекистан), Павлодаре (Казахстан), Красноводске (Туркмеия).

Таблица 5

Т а б л и ц а 2.6

Усредненные показатели качества сырых нефтяных коксов					
Нефтеперерабатывающий завод	Плотность, г/см ³	Влажность, %	Содержание, %		
			зола	серы	летучих
Ангарский	1,42	2,43	0,42	1,47	8,20
Волгоградский	1,435	8,33	0,40	0,95	7,8
Новоуфимский	1,39	7,78	0,27	1,74	6,88
Омский	1,40	3,8	0,44	2,56	7,75
Ферганский	1,45	10,5	0,29	2,81	7,48
Павлодарский	1,50	6,76	0,41	2,0	6,9
Комсомольский-на-Амуре	1,45	3,9	0,21	0,44	6,5
Красноводский	1,40	8,84	0,48	0,90	8,75
Новокуйбышевский	1,41	6,0	0,15	2,8	8,0
Пермский	1,42	7,78	0,27	3,74	6,88

Пековый кокс

Пековый кокс производится в коксовых печах коксованием каменноугольного пека при температурах от 500 до 1100 °С, конструкция которых близка к конструкции печей, используемых для коксования угля, но значительно меньше по размерам.

Сырьём для производства пекового кокса является высокотемпературный каменноугольный пек с температурой размягчения 120—150 °С, выход кокса из которого составляет 64—67 %.

Пековый кокс с успехом заменяет нефтяной при производстве и использовании анодной массы, однако, количественно производство металлургического кокса в России ограничено из-за низкого качества углей. Пековый кокс имеет худшую способность к графитации и потому не всегда применим для производства графитированной продукции.

Складирование и подготовка к производству пека

Каменноугольный пек является одним из сырьевых материалов, используемых в качестве связующего при производстве электродной массы. Качественные характеристики пеков оказывают влияние на технологию производства массы и показатели работы в электролизере. Вариативность свойств пеков в значительной степени влияет на пластические свойства анодной массы. Стабильность данного показателя, в определенной степени достигается в процессе пекоподготовки.

Связующее поступает в цех, как правило, в жидком (в термоцистернах) или в гранулированном виде (в биг-бегах), а иногда в виде монолита. В последнем случае разгрузка его весьма затруднена, особенно в летнее время, когда пек теряет способность дробиться. Поэтому поступление пека в виде монолита считается нарушением условий поставки заводом-изготовителем. В последнее время на заводах внедряется перевозка пека в жидком состоянии в стальных термоцистернах (железнодорожных). Такая транспортировка позволяет избавиться от двух операций: грануляции и охлаждения пека с помощью воды на коксохимических заводах, обезвоживания и расплавления в цехах анодной массы. Для предотвращения потерь тепла и охлаждения пека при транспортировании цистерны снабжены слоем тепловой изоляции, которая выкладывается отдельными матами между наружными кожухами и электронагревательными элементами.

Во время транспортировки пек в термоцистернах остывает. Подогрев пека в цистерне осуществляется трубчатыми электронагревателями, установленными между котлом и слоем изоляции. Электронагреватели питаются переменным током от сети через разъемно-штепсельные соединения, расположенные в арматурном ящике, прикрепленном к раме цистерны, для предотвращения местных перегревов при включении системы в электросхему включены термореле.

Среднесуточное снижение температуры в термоцистерне составляет 5-6°С (при отсутствии нагрева), что позволяет сохранить пек в жидком виде 5—7 сут. При включении электронагрева пек разогревается в районе сливного устройства и стенок котла, т.е. где он наиболее охлажден. В том случае, если при транспортировании на большие расстояния пек остынет с 200 до 150°С, необходимое время разогрева не превысит 8—10 ч. Разогретый до 170-180 °С пек выливается из цистерны в течение 45-60мин.

Рациональнее перевозить пек в железнодорожных термоцистернах, чем в автоцистернах, объем которых мал, а это приводит к относительному увеличению площадей охлаждающих поверхностей и чрезмерным потерям тепла. Кроме того, необходимо содержание большого автопарка с обслуживающим персоналом.

Поступающий на производство пек по составу и свойствам еще не отвечает всем требованиям технологии. В нем содержатся влага и легко-летучие вещества, которые вызывают его вспучивание, низка его истинная плотность и т.д. для устранения указанных недостатков пек подвергают термостатированию (выдержке) при 150-180 °С в течение 3—4 суток.

Переработка поступающего на предприятие пека осуществляется в следующей последовательности:

1. Прием и расплавление пека в пекоприемнике.
2. Перекачка жидкого пека в пекоплавители.
3. Длительная выдержка в пекоплавителе.
4. Подача пека в производство.

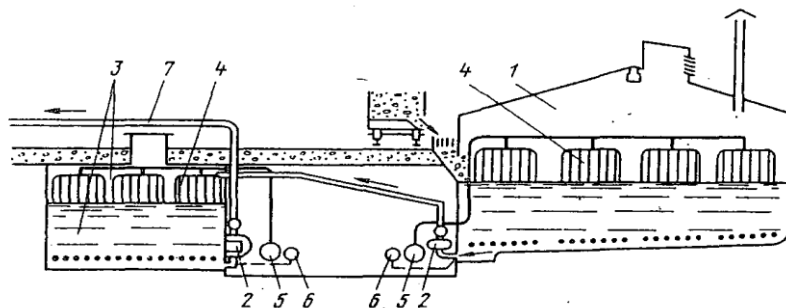


Рисунок 3 - Узел подготовки связующего

Схема узла подготовки пека по традиционной схеме в заглубленных ёмкостях представлена на рис. 3. Пек разгружается в пекоприемник 1, где он расплавляется и доводится до 120—140°С. Из пекоприёмника жидкий пек перекачивается шестеренчатым насосом 2 для окончательной доводки в пекоплавитель 3. Пекоприемник представляет собой резервуар, обогреваемый паром. Регистры 4 служат нагревательными элементами; через них от магистрального паропровода 5 проходит перегретый до 200°С пар под давлением 4,50—5,0 атм. Регистры установлены по боковым стенкам и на днище пекоприёмника: всего в одном пекоприёмнике имеется 40—50 регистров с 8—12 трубами в каждом. Проходя через трубы регистров, пар отдает тепло, охлаждается и конденсируется. Пар подается в верхнюю часть системы регистров, а из нижней части сливается конденсат в специальную конденсатную линию 6 (условно показана сверху) и возвращается на ТЭЦ. Полезный объем пекоприёмника 500—600 м³ днище его имеет уклон для лучшего слива пека. В месте наибольшей глубины установлен выходной патрубок, через который пек поступает в шестеренчатый насос. В цехе анодной массы современных заводов имеется не менее трех пекоприемников.

Конструкция пекоплавителя аналогична конструкции пекоприёмника, однако емкость его значительно меньше и рассчитана на 150—180 т пека. Обогрев пекоплавителя происходит также с помощью парообогреваемых регистров. Готовый пек из пекоплавителя подается через магистральный пекопривод 7 в цех на узел смешения, как

правило, двумя шестеренчатыми насосами (один работает, один в резерве). Перекачка пека осуществляется по парообогреваемым трубам, работающим по принципу “труба в трубе”; на наружной трубе имеется слой теплоизоляции. Коммуникации в узле пекоподводки устроены таким образом, что пек может перекачиваться из любого пекоприемника в любой пекоплавитель.

Готовность пека определяют по результатам анализов и по внешнему виду. Готовый пек имеет ровную зеркальную поверхность, без следов пены или вспучивания. Продолжительность выдержки пека зависит от содержания в нем влаги, летучих, способа транспортировки и других факторов.

Однако склады такого типа имеют ряд недостатков:

- трудность герметизации емкостей, и большие выбросы в атмосферу возгонов, в виде смол и газов;
- трудность поддержания их в работоспособном состоянии, чистки от осадков и ремонта.

В последние годы на вновь строящихся заводах устанавливают склады пека закрытого типа. Рис3а

Подготовка каменноугольного пека на ВГАЗе.

Технологический режим пекоподготовки и вовлечения технологического пека в производство осуществляется в соответствии со следующими требованиями (табл. 6):

Таблица 6

Вид и состояние пека	Режимы подготовки пека	
	Термостатирование после окончания загрузки в резервуар, сутки	Температура термостатирования, °С
Гранулированный	Не менее 4	190-205
Жидкий из термоцистерн	Не менее 2	190-205
Смесь	Не менее 4	190-205

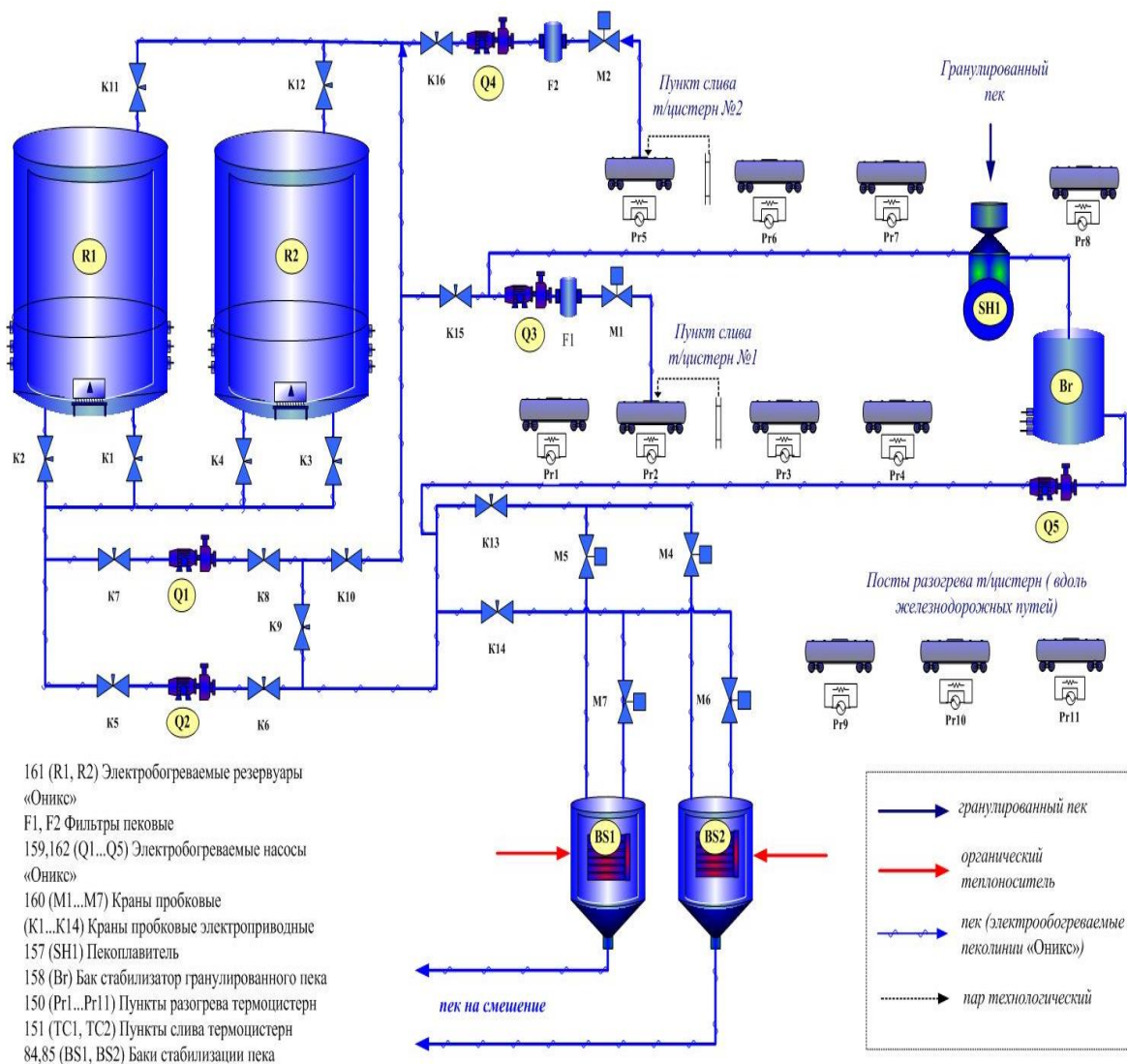


Рисунок 3а Схема склада пека закрытого типа

Поступающий пек по составу и свойствам еще не отвечает всем требованиям технологии. В нем содержатся влага и легкокипящие вещества, которые вызывают его вспучивание, а также нестабильны многие характеристики. Для устранения указанных недостатков пек подвергают термостатированию (выдержке) при температурах 190-205°C.

В гранулированном пеке влага присутствует в виде капель на гранулах и в распыленном виде. В пеке, поступающем в жидком виде в термоцистернах, влага практически отсутствует или ее доля очень мала. Избыточная влага в пеке вызывает его вспенивание. Распыленная вода отделяется только в результате выдержки пека при температурах выше 130°C. Наибольшее удаление влаги после расплавления гранулированного пека происходит за первые сутки выдержки. Практически полное обезвоживание гранулированного пека достигается на 3-4 сутки выдержки, поверхность пека становится «зеркальной».

В ходе термостатирования пека происходит дистилляция наиболее легкокипящих (летучих) фракций (смол, масел, простейших углеводородов), а так же частичное удаление

водорода за счет реакций окисления и поликонденсации углеводородов. Удаление летучих веществ необходимо с точки зрения снижения пористости анода и уплотнения его структуры. Использование пека с повышенной вспучиваемостью недопустимо, так как приводит к вспениванию массы при ее использовании в аноде. Полученный из такой массы анод обладает повышенной пористостью, низкой механической прочностью, легко окисляется и осыпается при электролизе.

Температура размягчения определяет такой показатель, как вязкость поступающего в производство пека, от которой, в свою очередь, зависит выбор температурного режима процесса смешения анодной массы и ее пластические свойства. В ходе термостатирования на складах пек претерпевает воздействие температуры и кислорода воздуха в реакциях окисления. В процессе термостатирования, при температурах 190-200⁰С, значение температуры размягчения повышается в среднем на 1-1,5⁰С в течение 4-5 суток. Повышение температуры размягчения пека в процессе термостатирования не должно приводить к чрезмерному увеличению вязкости пека. Поэтому в зависимости от исходного значения этого показателя время хранения пека на пекоскладе необходимо ограничивать. Если есть необходимость длительного хранения пека в жидком виде, то температуру следует понизить на 50-60⁰С. В таком виде пек может храниться до 4 месяцев. Кроме этого установлено, что гранулированный пек, хранившийся на открытой площадке более 6 месяцев, под действием осадков и солнечного облучения становится непригодным для производства. Окисляемость и осыпаемость анодной массы из такого пека возрастают.

Целью технологического процесса подготовки пека для производства электродной массы является:

- удаление влаги и легколетучих веществ;
- стабилизация физико-химических свойств пека;
- обеспечение температурного режима технологического пека, подаваемого на смешение.

Гранулированный пек перерабатывается в жидкое состояние на автоматизированном участке по приёму и переработке гранулированного пека «Оникс». Загрузка гранулированного пека производится из «биг-бегов» в дозирующий бункер, затем с помощью шнекового транспортёра в накопительный бункер и, путём открывания шиберов, в пекоплавитель.

Расплавленный пек, поступающий на завод в термоцистернах, во время транспортировки, как правило, охлаждается до температуры, при которой невозможен его слив, поэтому термоцистерны направляют на посты разогрева. Пек, разогретый до температуры 190-200⁰С, перекачивается из термоцистерн в резервуары «Оникс». Слив пека из термоцистерн производят на одном из двух устройств слива, работающих по принципу передавливания рабочей среды избыточным давлением не более 0,6 атм из цистерн в резервуары.

Из термоцистерн и участка по переработке гранулированного пека жидкий пек перекачивается шестеренчатыми насосами в резервуары электрообогреваемого склада пека «Оникс». В зависимости от поставок пека на завод, технических возможностей емкостей склада и натуральных остатков, выбирается один из способов загрузки пека в емкости: слив только предварительно расплавленного гранулированного пека; слив

только жидкого пека из термоцистерн до заполнения резервуара; разгрузка пеков в смеси, по следующей схеме - предварительно расплавленный гранулированный пек разгружается в накопительный резервуар и туда же производится слив жидкого пека из термоцистерн. Готовый пек насосными станциями подается в расходные баки стабилизации пека, которые служат для стабилизации температурного режима, а также уровня пека перед дозированием. Необходимая температура пека в баках стабилизации перед вовлечением в производство поддерживается через линию подачи высокоорганическим теплоносителем. Из баков стабилизации пек распределяется через дозаторы на смесители. Режимы работы (температурные установки нагревателей резервуаров, секций обогрева пекопроводов, электрообогреваемых кранов пека, насосов пека, обогреваемых органическим теплоносителем баков стабилизации) устанавливаются с целью обеспечения температуры технологического пека для вовлечения в производство, в соответствии с регламентируемыми требованиями

Прокаливание коксов

В зависимости от существующей технологии предприятия перерабатывают:

- привозные прокаленные коксы;
- сырые (зеленые) коксы;
- сырые коксы с частичной поставкой предварительно прокаленных коксов.

Прокаленные коксы подвергаются сушке, сырые коксы - прокалке.

Основы прокаливания

Под прокаливанием коксов и других углеродистых материалов понимают процесс обработки кокса в течение определенного времени при высоких температурах с возможно минимальным доступом воздуха. Прокаливание кокса относится к одному из основных процессов в производстве электродной массы, поскольку основные физико-химические и эксплуатационные свойства электродной массы во многом зависят от качества прокаливания. Процессы, происходящие при прокаливании коксов, довольно сложны. Прокаливание производят при 1200—1350 °С; при этом практически полностью удаляется влага, происходят процессы разложения сложных углеводородов с удалением летучих веществ и прежде всего — водорода, а также уплотняется структура кокса, формируется его кристаллическая решетка и осуществляется частичная графитация материала.

Удаление летучих веществ начинается при 400—450 °С, заметно увеличивается с повышением температуры и достигает максимального значения при 600-800 °С. При повышении температуры до 1200 °С происходит уплотнение структуры кокса. Во время прокаливания снижается электросопротивление угольных материалов, как правило, до 600—650 мкОм·м. По мере повышения температуры прокаливания коксов возрастает их поглотительная способность по отношению к пекам. **Реакционная способность коксов** (скорость химического взаимодействия с двуокисью углерода или кислородом при высоких температурах) в процессе прокаливания существенно снижается. **Зольные примеси** (окислы алюминия, железа, титана, ванадия и др.) в процессе прокаливания не претерпевают существенных изменений и почти полностью переходят в прокаленный кокс. Удаление прокаливанием (кальцинацией) частично возможно только серы.

Таким образом, в результате физико-химических процессов при 1200—1350 °С в прокаливаемых углеродистых материалах возрастает относительное содержание углерода (в основном за счет снижения содержания водорода и в незначительной мере других

элементов), полностью удаляется влага и основная масса летучих, происходит объемная усадка, увеличивается истинная плотность, повышаются электропроводность и механическая прочность, резко снижается окисляемость (реакционная способность). Все эти превращения необходимы для получения анодной массы высокого качества.

Эффективность прокалики кокса контролируется по удельному электросопротивлению кокса в порошке и по истинной плотности. Оптимальная степень термообработки зависит не только температуры прокалики, но и время нахождения материала в зоне высоких температур. Увеличение температуры прокаливания приводит к снижению электросопротивления, а продолжительность прокаливания к увеличению истинной плотности.

Для производства анодной массы коксы должны иметь следующие характеристики:

- для пековых удельное электросопротивление не должно превышать 650 мкОм·м, истинная плотность 1,99-2,01 г/см³;
- для нефтяных удельное электросопротивление не должно превышать 600 мкОм·м, истинная плотность 2,02-2,04 г/см³.

Для производства обожженных анодов нефтяные коксы должны иметь удельное электросопротивление не превышающее 550 мкОм·м, истинную плотность 2,05-2,08 г/см³.

В заводской практике в последние годы определились следующие температуры прокалики коксов:

- пековых 1200±25°С,
- нефтяных 1250±25°С.

Аппаратурно-технологическая схема подготовки электродных коксов

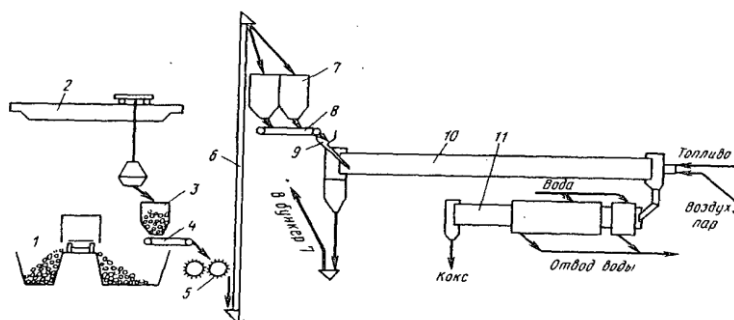


Рисунок 4 - Аппаратурно-технологическая схема прокалочного отделения

На рис. 4 приведена аппаратурно-технологическая схема прокалочного отделения. Коксы поступают на завод в открытых железнодорожных вагонах и разгружаются на складе 1 в специальные приемники — траншеи. Емкость склада зависит от местоположения поставщиков. Чем дальше поставщик, тем больше должен быть склад. При большом отдалении заводов-поставщиков от завода-потребителя емкость склада рассчитана обычно на 20—30-суточную потребность завода в коксе.

Для перемещения кокса внутри склада, а также для загрузки в приемные бункеры на складе установлены грейферные краны 2. Из приемного бункера 3 кокс лотковым питателем 4 подается на валковую зубчатую дробилку 5 для предварительного дробления, где куски кокса уменьшаются от 250—350 до 60—70 мм. Элеваторами дробленый кокс подается в расходные бункера 7, откуда питателями 8 через загрузочную течку 9 в “холодный” конец вращающейся прокалочной печи 10. Пековый и нефтяной коксы

загружаются в разные бункера. Прокалённый кокс через перегрузочную водоохлаждаемую течку поступает в холодильник барабанного типа 11, из которого охлажденный кокс транспортерами и элеваторами подается в размольное отделение.

Образующиеся в печи газы с мелкими частицами кокса, запылённый воздух из холодильника очищаются аспирационными системами, удаляются через “холодную” головку и дымовую трубу, которая находится под разрежением, а при наличии пылеулавливающих устройств (циклона, электрофилтра) газы отсасываются дымососами. Запылённый воздух отсасывается из холодильника и очищается в электрофилтре или рукавном фильтре. Уловленная пыль с помощью пневмотранспорта возвращается в производство. Кроме прокалочных печей, прокаливание ведут в камерных печах, в круглых подовых печах, в ретортных печах.

Конструкция вращающейся печи и холодильника

Прокалочная печь состоит из следующих основных узлов: цилиндрического стального барабана, футерованного изнутри огнеупорным кирпичом, опорных устройств, привода, головок — топочной (горячей) и газоотводящей (холодной), перегрузочного устройства и барабанного холодильника (рис. 5).

В заводской практике для характеристики температурного режима работы вращающейся печи принято условно делить ее длину на следующие зоны (начиная с холодного конца печи):

- 1) зона подсушки и нагрева;
- 2) зона прокалики;
- 3) зона охлаждения.

Зона подсушки и нагрева. Кокс, поступающий в холодный конец печи, содержит от 3 до 15 % влаги и от 1 до 10% летучих веществ. В результате непрерывного перемешивания и контакта с отходящими газами, нагретыми до 400—500 °С, влага и летучие вещества интенсивно удаляются. По мере продвижения кокса в зону более высоких температур газовыделение становится более интенсивным. На расстоянии 10—15 м от холодного конца печи летучие загораются; температура кокса в районе конца факела форсунки повышается до 1200 °С. Здесь условно кончается зона подсушки и подогрева материала и начинается зона прокалики. Длина зоны подсушки и подогрева 25—30 м.

Зона прокалики — область самых высоких температур (до 1400 °С); длина зоны 5—10 м. Газовыделение и горение летучих в этой зоне практически прекращается, в коксе заканчиваются все основные физико-химические превращения, раскаленный кокс приобретает ослепительно белый цвет. Особенно четко эта зона просматривается при прокалике пекового кокса с минимальным содержанием летучих.

Зона охлаждения находится между факелом и горячим концом печи, длина зоны охлаждения определяется конструкцией фурменного устройства и составляет 1,5—2,0 м. Из-за отсутствия подогрева и в результате подсосов воздуха из холодильника температура здесь снижается до 1100—1000 °С. Цвет кокса в этой зоне становится более темным, с вишнёвым оттенком.

Регулирование процесса прокалики сводится к поддержанию заданной температуры, оптимальной длины зоны прокалики и ее положения в печи путем изменения количества топлива, кислорода воздуха и разрежения в печи. При изменении одного из регулируемых

параметров необходимо принять меры к соответствующим изменениям и других параметров.

Контроль и регулирование процесса осуществляются следующим образом. Температура отходящих газов из печи контролируется термопарой, показания которой фиксируются самопишущим прибором, а температура в зоне прокалки — переносным оптическим пирометром или стационарным радиационным прибором. Температура в зоне прокалки печи регулируется изменением расходов топлива и воздуха. Расход топлива определяется по показаниям самопишущего расходомера, смонтированного на топливопроводе, и регулируется задвижками, установленными перед форсункой или горелкой. Разрежение в холодной головке печи контролируется манометром, показания которого фиксируются самопишущим прибором. Количество воздуха, подаваемого для сжигания топлива, регулируется шиберами и дроссельными заслонками, давление же воздуха, подаваемого вентилятором, контролируется по показанию U-образного манометра. Количество кокса до и после прокалки определяется по показаниям весов, установленных на ленточных транспортерах перед прокалочной печью и после холодильника. Качество прокалённого кокса определяется анализами проб, отбираемых после холодильника. Прокаленный кокс контролируют на процентное содержание серы, золы, летучих и влаги, истинную плотность (г/см^3) и удельное электросопротивление ($\text{Ом}\cdot\text{м}$).

Эти показатели зависят от следующих факторов:

- 1) положения и длины зоны прокалки;
- 2) распределения температур по длине зоны прокалки и в зоне подсушки;
- 3) времени нахождения материала в зоне прокалки

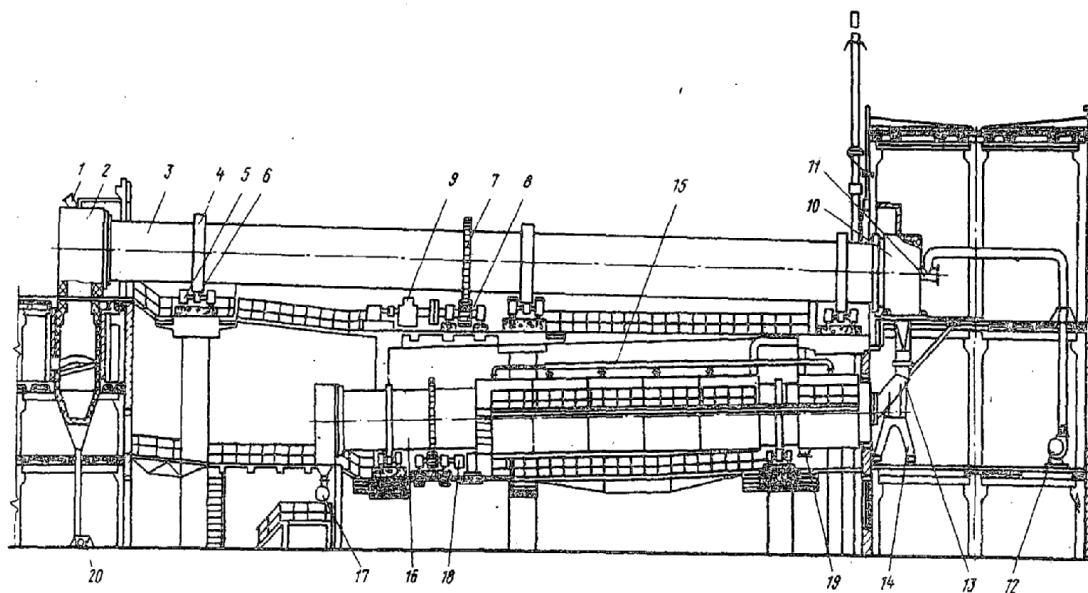


Рисунок 5 - Прокалочная печь с холодильником:

1 - течка для подачи материала; 2 - холодная головка печи; 3 - барабанная печь; 4- бандаж; 5 - подшипник; 6- опорный ролик; 7 - венцовая шестерня; 8 - подвенцовая шестерня; 9 - редуктор основного привода; 10 - горячая головка; 11 - горелка; 12 -

вентелятор воздушный; 13 - перегрузочное устройство; 14 - откатывающая тележка; 15 - система водяного орошения холодильника; 16 - холодильник; 17- разгрузочное отверстие холодильника; 18 - привод; 19 - сливной патрубок; 20 - пневмоаппарат

Сушка прокалённых коксов

Привозные прокаленные коксы поступают в специализированный склад, обеспечивающий минимальные потери кокса в виде пыли при перегрузках, а также предохраняющий от осадков. В зависимости от содержания влаги, если содержание влаги более 0,3—0,5% кокс направляется на сушку.

Под сушкой прокалённого кокса понимают процесс удаления влаги посредством высоких температур в течение определенного времени. Сушку осуществляют, как правило, в сушильных барабанных печах. Барабанная сушилка представляет собой цилиндрический наклонный барабан с двумя бандажми, которые при вращении барабана катятся по опорным роликам. Угол наклона барабана к горизонту не превышает 6° . Внутренняя поверхность барабана оборудована насадками: приемно-винтовой и основной. Конструкция насадки зависит от размера кусков и свойств высушиваемого материала. Как правило, насадки имеют лопастную или Г-образную форму.

Материал поступает со стороны входного конца барабана через питатель и захватывается винтовыми лопастями приемно-винтовой насадки. Затем материал перемещается в сушилке при помощи основной насадки, равномерно распределяющей его по сечению барабана.

Обычно в барабанных сушилках материал и горячий газ движутся прямотоком, т. е. в одном направлении от верхнего конца барабана к нижнему. Благодаря этому предотвращается повышенный унос материала в виде пыли.

Сжигание топлива (мазута или природного газа) осуществляется в топке (форкамере), где образующаяся газовая смесь должна иметь температуру не менее 600°C . Далее газ поступает в барабан сушилки и через рукавный фильтр и дымосос удаляется в атмосферу. Высушенный материал проходит подпорное устройство в виде сменного кольца или поворотных лопаток, посредством которых регулируется степень заполнения барабана. Обычно в сушилках степень заполнения не превышает 20—25 %. Готовый продукт проходит через шлюзовый затвор, препятствующий подосу наружного воздуха в барабан, и удаляется транспортером. Сушильные барабаны имеют диаметр 1,5—3,0 м, длину 15—20 м в зависимости от заданной производительности и качества перерабатываемого материала. Температура газа, выходящего из топочного устройства, может регулироваться смешением с воздухом, что предусмотрено конструкцией топочного устройства. Температура выходящего из барабана воздуха не должна превышать 150°C , так как в противном случае могут пострадать рукавные фильтры.

Температура кокса на выходе не превышает $100 - 120^{\circ}\text{C}$. Производительность сушильного устройства в зависимости от крупности материала и содержания в нем влаги может колебаться в довольно широких пределах. Для сушилки диаметром 2,8 м и длиной 16 м производительность по углю составляет 60 т/ч. При этом температура газа на входе 800°C , на выходе 110°C , материала после сушки $100 - 105^{\circ}\text{C}$, скорость вращения барабана 6 мин^{-1} , степень заполнения барабана 21 %.

Подготовка шихты для электродной массы

Исходным сырьем для процесса подготовки шихты является прокаленный кокс, огарки анодов, брак обжига, уловленная пыль аспирационных систем, отходы собственного производства и другие материалы. Кокс должен быть рационально измельчен, классифицирован по крупности и распределен по соответствующим бункерам для дозирования. Назначением передела дробления, отсева и размол кокса является получение компонентов коксовой шихты (крупки, отсев, пыль), обеспечивающих заданный гранулометрический состав кокса-наполнителя анодной массы.

Дробление и размол коксовой шихты

Целью дробления является правильное и полное использование всего исходного сырья, путем получения материала всех классов крупности в необходимом соотношении.

В зависимости от крупности дробимого материала и дробленного продукта стадии дробления имеют свои названия:

- крупное дробление (куски 1000-300мм),
- среднее дробление (куски 50-5мм),
- тонкое дробление (куски 5мм и менее).

Для дробления коксов и оборотных материалов применяются:

- валковые дробилки с зубчатыми и гладкими валками,
- щековые дробилки,
- молотковые и роторные дробилки,
- конусные дробилки.

Для получения тонких фракций шихты(пыли менее 0,16мм) применяют шаровые мельницы. Исходный материал – фракции - 0,63-2 мм, получаемые после отсева на грохоте при дроблении, поступают во вращающийся барабан, заполненный на 35-40% объема стальными шарами. Проходя расстояние от загрузочного устройства до разгрузочного, материал, под воздействием движущихся шаров, непрерывно истирается и раздавливается до требуемой величины (тонины помола).

Рассев (грохочение) коксовой шихты

Цель грохочения – разделить дробленую коксовую шихту по крупности, путем просеивания ее через сита с отверстиями заданных размеров.

Для рассеивания материала применяют аппараты – виброгрохотыРис.6. В результате грохочения получается несколько классов крупности материала, лежащих в границах размеров ячеек сит виброгрохота. При просеивании на грохоте с сетками 6,4,2 и 0,63 мм, получают пять классов:

- надситовый материал верхнего сита - фракция +6 мм, называемый «возвратом»;
- подситовый материал верхнего первого сита и надситовый материал второго сита - фракция -6+4 мм (крупка 1);
- подситовый материал второго сита и надситовый материал третьего сита-фракция -4+2 мм (крупка 2);
- подситовый материал третьего сита и надситовый материал четвертого нижнего сита – фракция -2+0,63 мм (отсев 1);
- подситовый материал нижнего сита - фракция -0,63 мм (отсев 2).

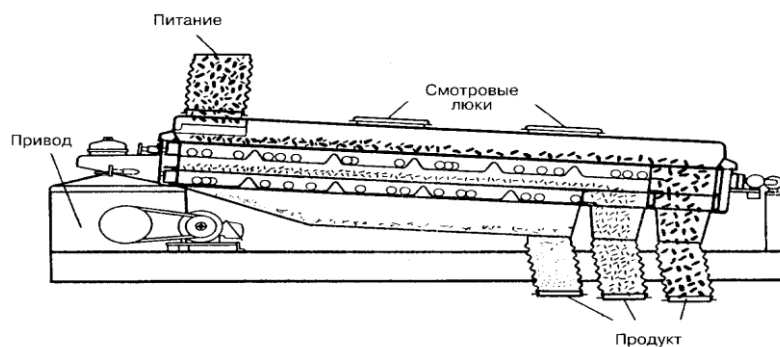


Рисунок 6 - Двухсеточный грохот

Транспортировка и подача материала

Питателем называется механизм, при помощи которого проводится равномерная подача материала. Питатели обычно устанавливаются под разгрузочным отверстием бункеров, из которых материал транспортируют в перерабатывающие его агрегаты. Питатели перекрывают выпускное отверстие бункеров и, следовательно, выполняют одновременно функции затворов. В цехах анодной массы нашли наибольшее распространение пластинчатые, вибрационные, тарельчатые и лотковые питатели.

Рецептура анодной массы.

Основы формирования структуры анода

К анодам алюминиевого электролизера предъявляют требования следующего характера:

- как к физическому телу, способному выдерживать механические нагрузки при высоких температурах и обеспечивать высокую электрическую проводимость;
- как к химически активному электроду, подверженному химическому и электрохимическому окислению в процессе электролиза и способному противостоять неблагоприятным воздействиям химического характера.

Эти условия можно удовлетворить, если построить структуру электрода по принципу композиционного материала, т. е. каркаса из коксового зерна (наполнителя) и связующего (матрицы) из каменноугольного пека. Согласно теории композиционных материалов, конечный продукт — композит превосходит по своим свойствам обе составляющие в отдельности.

Тем не менее, композиционный характер структуры предопределяет и некоторые особенности работы анода в условиях электролиза криолитоглиноземного расплава. Важнейшие из них следующие.

1. В силу различия химических свойств кокса из наполнителя и кокса из связующего окисление их происходит с разной скоростью, что обуславливает неравномерное (селективное) окисление анода и осыпание части наполнителя, как показано на рис. 6а.

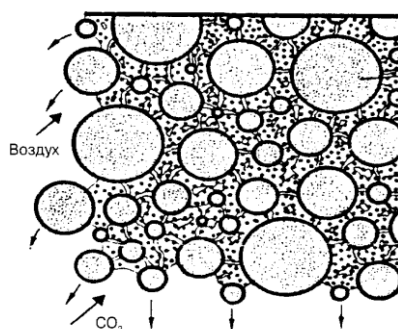


Рисунок 6а - Схема окисления анода

2. Нескомпенсированная усадка материала матрицы при обжиге приводит к образованию в структуре кокса из связующего многочисленных дефектов (микротрещин, пор, расслоений и др.), что инициирует механическое осыпание частиц кокса.

Это означает, что при разработке рецептуры анодной массы следует использовать кокс-наполнитель со строго регламентированным значением реакционной способности. При расчете гранулометрического состава необходимо также предусмотреть плотную упаковку зерен, чтобы избежать высокой пористости анода и проникновения реакции окисления во внутриспористое пространство.

Гранулометрический состав анодной массы.

При производстве анодной массы для самообжигающихся анодов на основе нефтяных коксов на отечественных предприятиях используют следующие составы шихты:

Состав № 1		Состав № 2	
+8 мм	<3,0 %	+8 мм	<3,0 %
-8+4 мм	16±2 %	-8+4 мм	14±3 %
-4+1 мм	29±2 %	-4+2 мм	18±3 %
-1+0,074 мм	По разности	-2+0,08 мм	По разности
-0,074 мм	30±2 %	-0,08 мм	33±3 %

В зарубежной практике используется несколько рецептов для производства «сухой» анодной массы:

Фирма «Гидроалюминум» (Норвегия)		Фирма «Кайзер» (США)	
-14 +5 мм	19 %	-15+4,75 мм	18 %
-5+2 мм	10 %	-4,75+1,17 мм	21 %
-2+0,063 мм	По разности	-1,17+0,074	По разности
-0,063 мм	36 %	-0,074	36 %

Гранулометрический состав коксовой шихты ВГАЗа

Крупка 1 14±2% (-6+4 мм);

Крупка 2 16±2% (-4+2 мм)

Отсев 28±2% (-2+0,63 мм);

Пыль 30±2% (-0,08 мм).

Связующее 28-30%, шихта 70-72 %.

Для производства обожженных анодов применяется гранулометрический состав шихты, представленный в табл. 7.

Класс крупности, мм	Состав №1, % (отечественные предприятия)	Состав №2, % (зарубежные предприятия)
+12,5	3 (максимум)	8±3
-12,5+4,0	14±3	17±3
-4,0+0,8	40±3	33±4
-0,8+0,2	По разности	4±3
-0,2	40±3	36±3
В том числе -0,063	20±3	22±3

Грубая фракция состоит из дробленных огарков и возврата обожженных анодов. Средняя фракция исключительно из кокса.

Содержание связующего

Для обожженных анодов при содержании пека в пределах 13,5-14,5% достигается максимальная объемная плотность и прочность на сжатие, минимальное электросопротивление и воздушная проницаемость.

Для анодной массы для самообжигающегося анода.

Верхний токоподвод оптимальное содержание пека:

- рядовая анодная масса 29-33 (для нефтяных коксов), 26-28,5 (для пековых коксов)%, коэффициент текучести (K_T) 1,6-2,2;

- «сухая» анодная масса 26-30 (для нефтяных коксов)%, $K_T=1,1-1,75$;

Боковой токоподвод оптимальное содержание пека на 3-4% ниже, чем на рядовых анодных массах, с $K_T = 1,2-1,6$.

При таком содержании пека в анодной массе достигается максимальная прочность, оптимальная разрушаемость в токе CO_2 , минимальная пористость и электросопротивление.

Дозировка компонентов шихты

По сложности дозирования основные компоненты шихты могут быть разделены на следующие группы:

- зерновые фракции, включая отсев -1мм;
- пылевые фракции (мельничная, фильтровая пыли);
- жидкий каменноугольный пек.

Дозирование зерновых фракций не представляет большого труда, так как эти материалы легко пересыпаются и не слеживаются. Определенную проблему составляет нестабильность их ситового состава, что требует внимания при составлении задания на дозировку. Для этого дозирования используются весовые ленточные дозаторы типа весовых питателей.

Более сложна дозировка пылевой фракции. Пыль подвержена сильному слеживанию и уплотнению при хранении, в результате чего при ее дозировании имеют место зависание в бункерах и нарушение работы дозирующих устройств.

Противоположностью зависания являются прорывы пыли. Свежеприготовленная пыль может с большой скоростью вырваться из бункера через щель или плохо закрытый шибер и нанести экологический и материальный урон. В этой связи дозаторы пыли оснащаются специальными запорными устройствами, перекрывающими поток пыли в случае аварийной ситуации.

Еще более сложной задачей является дозировка пыли, уловленной в электрофильтрах. Будучи подвергнутой электростатическому воздействию в

электрическом поле электрофильтров, эта пыль легче зависает, истекает из емкостей нестабильно, плохо смешивается с другими видами пыли (мельничной, аспирационной). Перед поступлением в сортовые бункера фильтровая пыль должна быть тщательно смешана в специальных системах, подобных винтовым конвеерам.

Для дозирования пылевой фракции применяются ленточные дозаторы весового типа, оснащенные двойными шлюзовыми питателями, выполняющими функции затвора против прорыва пыли.

Широкое распространение в последние годы получили весовые дозаторы типа «Потеря веса». Схематическое изображение такой системы представлено на рис. 7.

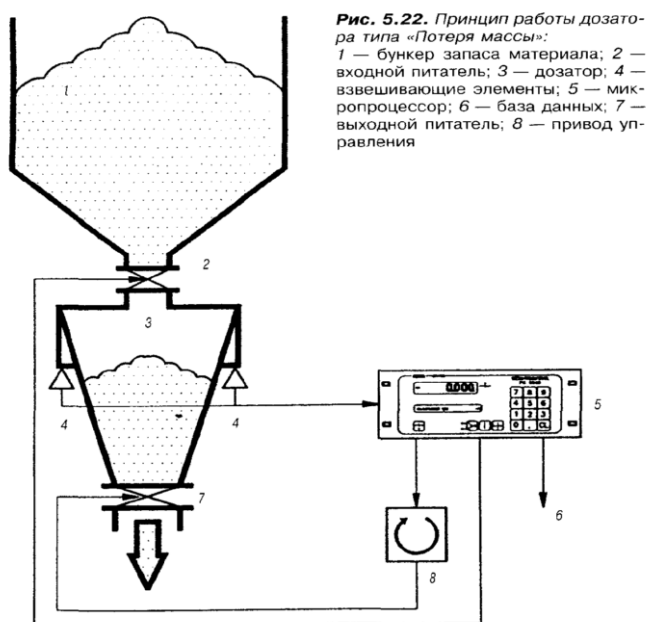


Рисунок 7 - Принцип работы дозатора типа « Потеря массы»:

1 - бункер запаса материала; 2 - входной питатель; 3 - дозатор; 4 - взвешивающий элемент; 5 - микропроцессор; 6 - база данных; 7 - выходной питатель; 8 - привод управления.

Дозатор работает по следующему принципу. Когда бункер дозатора заполнен материалом, то разгрузка его происходит в соответствии с заданным темпом (кг/ч). Электронный контроллер сравнивает достоверность фактического градиента дозирования с заданным и регулирует работу выходного питателя. Когда уровень материала в бункере дозатора достигнет установленного минимума, сигнал «потеря веса» прекращается, а сам бункер быстро заполняется материалом из бункера запаса через входной питатель. На период заполнения бункера дозатора исполнительный механизм выходного питателя продолжает работать в режиме, предшествующем отключению сигнала «Потеря веса». Это продолжается до завершения заполнения бункера дозатора, после чего заполненный бункер автоматически взвешивается, а система регулирования исчисляет темп разгрузки материала в режиме дозирования.

Дозаторы такого типа могут быть оснащены ворошителем пыли и быть пригодными для дозирования пылевой фракции. Длинный дозирующий шнек выполняет функции запорного устройства против прорывов пыли. Безусловно, приборы

автоматического управления и регулирования являются ключевым элементом систем дозирования шихты. Нельзя, однако, не отметить и чисто технологические аспекты этой проблемы, в том числе стабильность состава сортовых фракций. Без хорошо отлаженной системы дробления и грохочения материала нельзя получить фракции кокса стабильного состава. Это является обязательным условием хороших результатов дозирования.

Весьма сложной проблемой является также дозировка жидкого пека. Принимая во внимание высокую температуру (160—200 °С), выделение токсичных паров и смол, а также меняющиеся вязкостные характеристики пека, эта проблема требует особого внимания. Для дозировки пека применяются системы «Потеря веса». Используются также дозаторы поршневого типа, регулирование дозирования проводится изменением длины хода поршня.

Бункеры запаса и дозаторы размещаются в одну линию таким образом, чтобы все дозируемые фракции собирались в сборном шнеке и перед поступлением в смеситель перемешивались.

Пек поступает в смеситель из дозатора минуя сборный шнек - подогреватель.

Для цехов с периодической системой смешения вместо сборного шнека устанавливается весовой сборный бункер, размещаемый на передвижной тележке. Материал отвешивается по фракциям, собирается в бункер и далее ссыпается в смеситель периодического действия. Пек из бака дозатора направляется непосредственно в смеситель

Технология смешения анодной массы

Коксовые фракции и каменноугольный пек поступают в смесильные машины, где и происходит получение анодной массы. Целью смешения пекококсовой шихты является максимальное усреднение пека и всех классов кокса-наполнителя, а также смачивание и пропитка кокса пеком. С целью создания условий для максимально возможного смачивания и пропитки, коксовая шихта и пек перед смешением нагреваются.

Факторы, влияющие на смачиваемость и пропитку

1. Адсорбция коксов пека зависит от природы коксов и их термообработки, от размера частиц.

Нефтяные коксы имеют большую адсорбционную способность, чем пековые. Увеличение температуры термообработки увеличивает адсорбционную способность коксов. Увеличение удельной поверхности коксов увеличивает их адсорбционную способность, т.е. увеличение размера зерна снижает адсорбционную способность кокса.

2. Рост температуры смешения способствует интенсивному росту смачивания кокса и его пропитке. Лучшей смачиваемостью обладает нефтяной кокс.

3. Смачиваемость и адсорбция зависят от температуры размягчения пека. Смачиваемость и адсорбция уменьшаются по мере повышения температуры размягчения пека.

Целевые температурные параметры смешивания на ВГАЗе сегодня:

- нагрев пека 93-94°С;
- нагрев шихты 98-99 °С;
- температура смешивания 200-202°С.

Температурные параметры режима смешения должны соответствовать требованиям, представленным в таблице 8.

Таблица 8

Показатель	Значение показателя			Примечание
	мин	цель	макс	
Температура коксовой шихты, °С	190	198		*- на выходе из смесителя
Температура пека, °С	185	192	197	
Температура смешения массы, °С *	190	198		

Оценка качества смешения анодной массы

Приготовление анодной массы складывается из двух тесно связанных процессов: собственно смешения (усреднения) и физико-химических процессов взаимодействия всех компонентов пекококсовой композиции. Эти процессы частично накладываются один на другой, частично протекают последовательно.

Качество смешения анодной массы определяется в производстве в первую очередь определением её текучести, которая должна соответствовать требованиям регламентов в зависимости от типа анодной массы. Текучесть для анодной массы на ВГАЗе приведена в табл. 9.

Таблица 9

Тип анодной массы	Значение показателя		
	Кт		
	мин.	цель	макс.
АМС сухая корректировочная	1,05	1,15	1,25
АМО основная сухая	1,25	1,35	1,45
АМК корректировочная	1,45	1,60	1,75
АМП подштыревая	3,00	3,20	3,40

Затем производится технологическое опробование анодной массы, по результатам которого определяются такие параметры, механическая прочность, пористость, удельное электросопротивление, разрушаемость в токе CO_2 , содержание серы. В таблице 10 приведены показатели на ВГАЗе.

Таблица 10

Смесильное оборудование.

Смесильные машины в зависимости от принципа действия подразделяются на два типа: машины периодического и непрерывного действия.

Показатель	Ед. изм.	Предел	
		АМС	АМП
Механическая прочность на сжатие, не менее	МПа	30,0	18,0
Удельное электрическое сопротивление, не более	мкОм*м	70,0	120,0
Пористость, не более	%	29,0	45,0
Общая разрушаемость в потоке CO_2 , не более	мг/(см ² .ч)	40,0	40,0
Зольность, не более	%	0,50	0,50
Массовая доля серы, не более	%	1,50	1,50

3) качество массы более высокое за счет длительного и интенсивного перемешивания.

Для крупнотоннажных производств (10-20т/час и более) применяют машины непрерывного действия, точнее реакторно – смесительные агрегаты, оснащенные непрерывной системой дозирования коксовых фракций и пека, порошковыми подогревателями и котельными ВОТ (высокотемпературные органические теплоносители).

Как правило, современная реакторно-смесильная установка состоит из трех основных элементов:

- собственно смесителя непрерывного действия;
- порошкового подогревателя;
- котельной нагрева высокотемпературного органического теплоносителя (ВОТ).

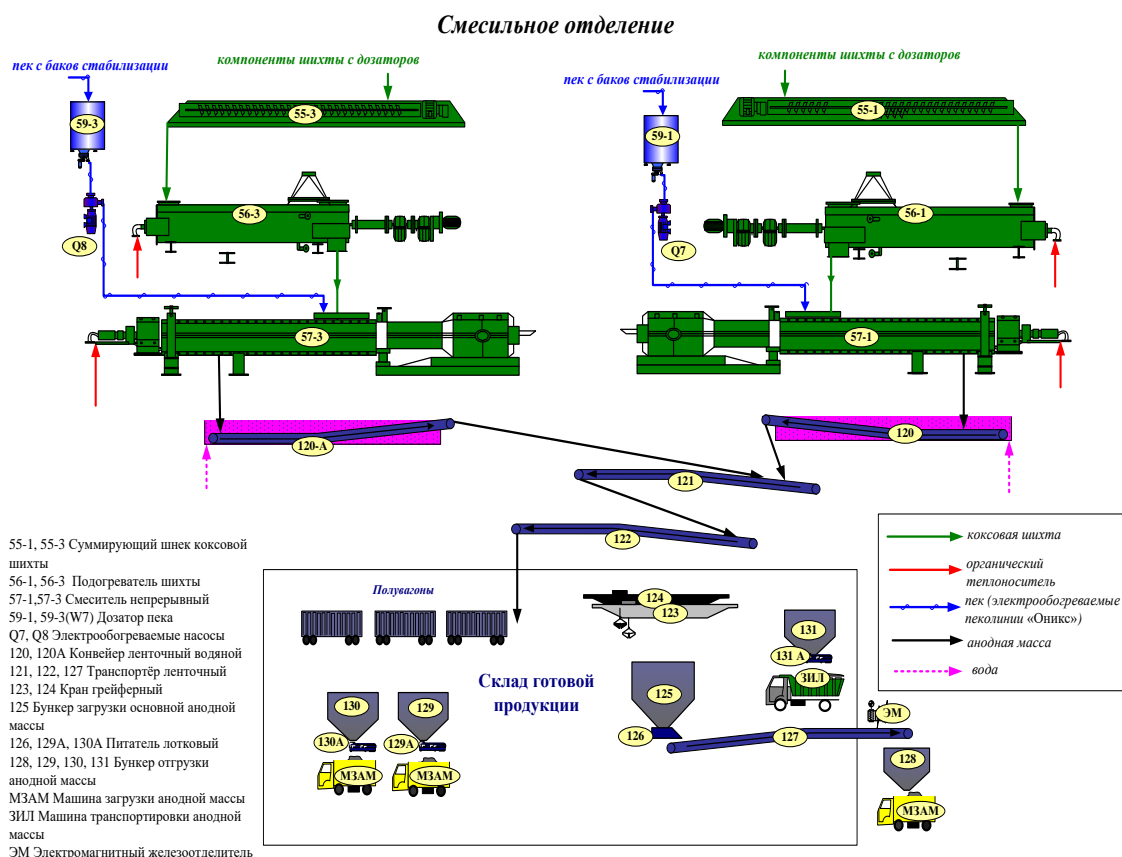


Рисунок 8 - Смесильное отделение

Предварительное смешивание шихты и подача на подогрев, осуществляется суммирующими винтовыми конвейерами. Суммарную коксовую шихту перед смешением

подогревают в порошковых подогревателях КПН-500 фирмы «KUMERA» (рис 9,10). Подогреватель состоит из корпуса, 2-х шнеков и привода. Нагрев шихты осуществляется за счёт теплопередачи от корпуса и валов подогревателя. Корпус и валы обогреваются органическим теплоносителем. Корпус представляет собой конструкцию из углеродистой стали и испытан давлением 15 бар при температуре 350°С. В подогревателе имеются два шнека, вращающиеся в одном направлении могут вращаться в разных направлениях). Привод состоит из электродвигателя с редуктором, преобразователем частоты. Скорость вращения шнеков регулируется бесступенчато от 2,5 до 12 об/мин, регулировка производится с пульта местного управления.



Рисунок 9 - Двухшнековый порошковый подогреватель



Рисунок 10 – Двух - и четырехшнековые порошковые подогреватели

Верхняя крышка подогревателя, разделена на несколько съемных секций, одна секция оснащена патрубком для отсоса пыли, другая оснащена смотровым люком. Крышки оснащены слоем теплоизоляции (50мм) из минеральной ваты. Внешняя поверхность корпуса теплоизолируется слоем 100мм минеральной ваты и закрывается алюминиевым листом толщиной 1мм.

Шнеки состоят из сплошных валов, на которые нанизываются секции винтовых перегревателей из износостойкой стали. Каждый шнек в выходном конце оснащен

вращающимся соединением для ввода и вывода жидкого теплоносителя. Движение теплоносителя в каналах шнека (рис. 11).



Рисунок 11 - Схема движения органического теплоносителя в стенке корпуса (а) и в шнеке (б) порошкового подогревателя

Теплоноситель поступает в канал, в витках шнека, и доходит до противоположного конца. Далее теплоноситель поступает в осевой канал вала шнека и выходит за пределы шнека. За счет теплопередачи через стенки насадок от жидкости ВОТ к коксовой шихте последняя нагревается, а за счет спирального воздействия шнека материал продвигается вдоль корпуса к разгрузочному концу.

Скорость вращения шнека должна согласовываться с производительностью подогревателя, при этом уровень материала должен доходить до верха шнеков.

Для обогрева рубашки органический теплоноситель подается, в основном, в центре днища (рис.9а) и циркулирует в рубашке, достигая выходного клапана в конце желоба. Через стенки корпуса передается только 10-15% тепла для нагрева кокса.

Дозированные материалы после подогрева подаются на следующую технологическую операцию -смешение.

Смесители непрерывного действия

Непрерывный процесс смешения характеризуется непрерывным вводом компонентов шихты в загрузочное устройство и непрерывным выводом готового продукта. Этот способ смешения имеет преимущество перед периодическим как процесс установившейся. Его удобно автоматизировать и механизировать. Кроме того, улучшается использование мощности привода, которая во время работы остается практически неизменной. Параметры смеси по мере продвижения от загрузочного устройства к разгрузочному существенно изменяются, однако в каждой точке по продольной оси находится смесь с характерными свойствами. Наиболее распространенными в мировой практике получили так называемые КО-смесители шнекового типа. На рис.12 представлен смеситель фирмы «KUMERA». Смеситель состоит из барабана, смесильного шнека, загрузочного и разгрузочного узлов, механизма открывания барабана, редуктора и фундамента.

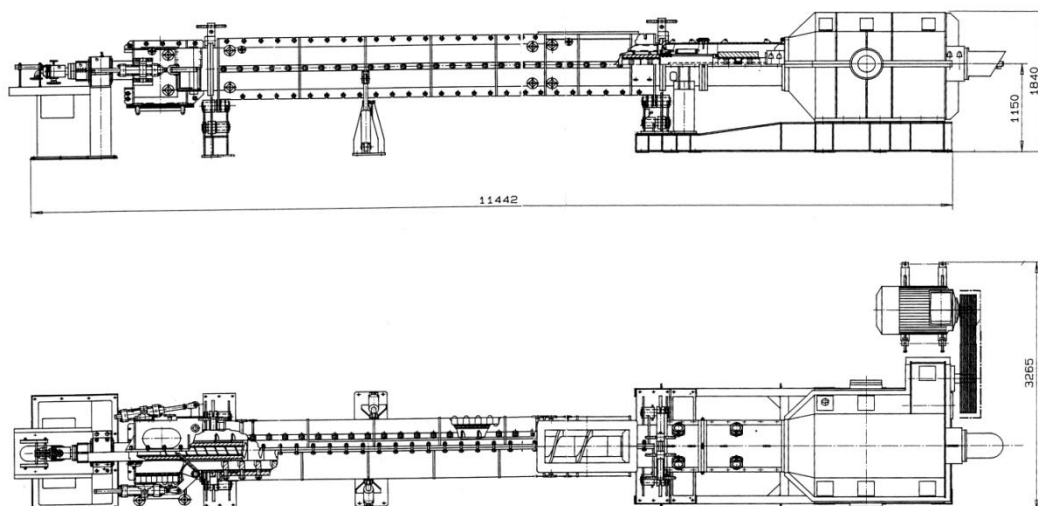


Рисунок 12 - Смеситель

Миксер оснащен одинарным обогреваемым смешивающим шнеком, размещенным в также обогреваемом цилиндрическом корпусе. Дельта-образные смешивающие лопатки размещены под одним углом к валу шнека, соверщающего возвратно- поступающие движения.

Корпус смесителя изготавливается из стали и оснащается износоустойчивой сменяемой броней. Броня изготавливается из углеродистой стали и наплавляется износоустойчивым материалом. На внутренней поверхности корпуса закрепляются лопатки, создающие встречное давление в процессе смешения, также наплавляются материалом, устойчивым к истиранию.

Смесильная камера оснащена полыми каналами (рубашкой) для циркуляции теплоносителя(BOT).

Все каналы для нагревателя рассчитаны на давление 11 бар и температуру до 350°C.

Шнек является пустотелым, внутри него располагается сварная труба-спираль, для обеспечения хорошей теплопередачи от BOT на наружную поверхность шнека. Высокотемпературный органический теплоноситель вводится в шнек и выводится из него через муфту типа "Джонсон 2700 SNHQ 3".

Разгрузочный узел имеет два канала для закрытия выпуска, они поддерживают подходящий обратный напор для обеспечения оптимальной интенсивности перемешивания и качества массы.

В алюминиевой и электродной промышленности хорошо известны смесители, выпускаемые фирмой Buss (рис.11) . Их конструкция имеет многие характерные особенности, близкие к смесителю KUMERA.



Рисунок 13 - Смеситель непрерывного действия

Форма рабочей лопатки корпуса смесителя и съемной насадки на вал шнека (рис.14).



Рисунок 14 - Рабочая лопатка корпуса(а) и съемная насадка (б)

Конструкция смесителя фирмы Buss рассчитана на обогрев с помощью высокотемпературного теплоносителя. В основе конструкции лежит одношнековый рабочий орган с прерывистой винтовой резьбой.

Полученная анодная масса в зависимости от ее назначения отправляется в электролизное производство или на производство обожженных анодов.

Формование «зеленых» анодных блоков

«Зеленая» анодная масса, полученная в смесителях периодического или непрерывного действия, поступает на участок формования анодных блоков.

В настоящее время для производства «зеленых» анодов используется технология виброформования. Виброформование это уплотнение анодной массы за счет вибрации и формования (внешнее давление).

При выборе режима вибрирования следует учитывать различные факторы:

- массу формуемого изделия,
- температуру формования,
- качество и количество,связующего в электродной массе,
- гранулометрический состав коксовой шихты,
- график нарастания частоты вибраций,

- вакуумирования анодной массы перед и во время виброформования (удаление воздуха и газа).

Качество «зеленых» анодов принято оценивать прежде всего по их объемной плотности. Зависимость свойств обожженных анодов, т. е. готовой продукции, от объёмной плотности «зеленых» анодов в графическом виде представлена на рис. 15.

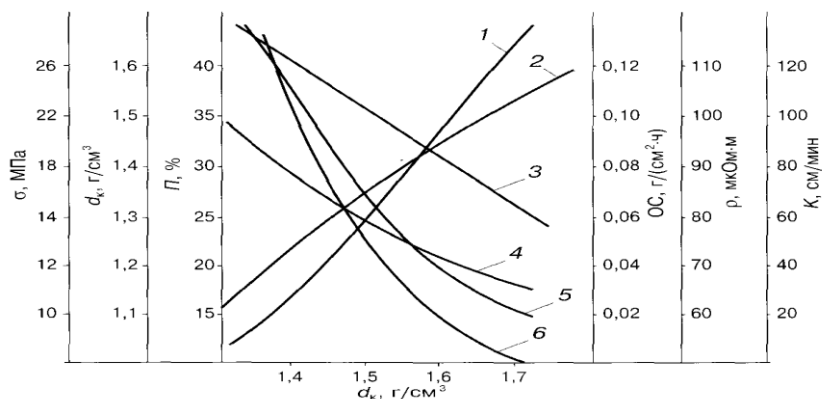


Рис. 15 - Зависимость свойств обожженных анодов от плотности «зеленых» анодов: 1-механическая прочность; 2-объемная плотность обожженных анодов; 3 – пористость (П); 4 – осыпаемость (ОС); 5- удельное электросопротивление (σ); 6-коэффициент газопроницаемости (К).

Критерием качества сформованных блоков, кроме объемной плотности, является отсутствие трещин, сколов, непропрессовок.

Объемная плотность контролируется на виброформовочной установке, как правило, автоматически путем замера высоты блока с последующим расчетом данных на ЭВМ. Контроль по другим показателям осуществляется визуально.

Оптимальные параметры виброформования анодов на современных машинах с вакуумированием, принятые в практике, составляют:

- амплитуда колебаний 2—5 мм,
- частота 1500—2000 мин⁻¹,
- давление прессования 0,05—0,10 МПа
- длительность прессования 30—80 с.
- остаточный вакуум не более 5 кПа.
- температуры смешивания 170-180⁰С, в теле анода 160⁰С

Оборудование для производства «зеленых» анодных блоков

Основным видом оборудования для получения «зеленых» анодных блоков служат вибромашины или виброуплотнители, заимствованные из промышленности строительных материалов и модифицированные для нужд электродного производства.

Основной частью любого вида виброуплотнителя (рис. 16) является вибростол, представляющий собой стальную раму, установленную на опорных пружинах. Колебания стола создаются двумя вращающимися навстречу валами с укрепленными на них дебалансами. На вибростоле устанавливают форму и жестко закрепляют, для создания давления применяется статический груз (пригруз), который свободно перемещается в

вертикальном направлении. Удельное давление виброуплотнения на три порядка меньше, чем при прессовании

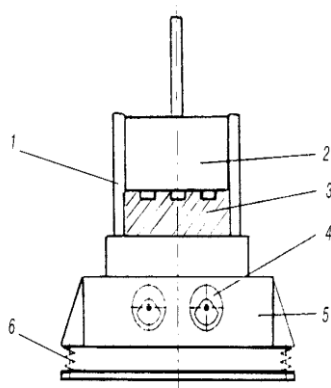


Рисунок 16 – Вибромашина. Основные элементы конструкции:

1-виброформа; 2-пригруз; 3-«зеленый» угольный анод; 4-дебаланс; 5- вибростол; 6- пружины

Виброуплотнители производят двух типов:

- со стационарно установленной конструкцией;
- с поворотным столом (так называемые карусельные вибромашины).

Технологический процесс виброуплотнения состоит из нескольких последовательных стадий: дозировка и загрузка формы, виброуплотнение и разгрузка.

Весьма важным требованием к технологии виброформования является точность дозирования порции загружаемой анодной массы и, следовательно, высота получаемого блока при заданной объемной плотности. Основу весовой дозирующей системы составляют дозирочный виброток и кубель с системой взвешивания.

Промышленность выпускает вибромшины двух типов : стационарные и поворотные (карусельные).

Стационарные имеют несколько модификаций:

- с передвижными виброформами, со стационарно размещенными разъемными виброформами;
- с двумя вибростолами и двумя перемещаемыми или стационарными виброформами.

Стационарная машина конструкции КНД с одним вибростолом (рис. 17). В машине этого типа все 5 технологических операций последовательно проходят в одной стационарной виброформе.



Рисунок 17 - Вибромашина стационарного типа с одним вибростолом и монолитной виброформой: 1-подача шихты; 2- газоотсос и вакуумирование; 3-готовый зеленый аноад; 4- пригруз с формовочной плитой; 5-виброформа; 6- захват виброформы; 7-толкатель; 8-взвешивающий кубель; 9-автоматическая взвешивающая система; 10- механизм привода пригруза; 11- привод вибростола; 12- вибростол; 13- рольганд; 14-шток пригруза; 15 – дебалансы.

Двухпозиционная машина с передвижными виброформами и двумя стационарными установленными вибростолами (рис. 18).



Рисунок 18 - Вибромашина с двумя стационарно расположенными столами и передвижными виброформами: 1 - передвижнаявиброформа; 2- вибростол; 3- привод вибростола; взвешивающий кубель.

Весовое устройство находится между вибростолами, на одной стороне машины происходит виброформование, вторая форма находится в середине машины и наполняется. Производительность такой машины по сравнению с одной вибросистемой, в 2 раза выше.

Возможны варианты, когда вибростол и виброформа размещены стационарно, передвижной является загрузочная тележка.

На всех типах машин используется вакуумирование. Применение вакуумирования дает преимущества с точки зрения как качества анодных блоков, так и улучшения проектных решений самого анодного производства:

- формование анода допускается при относительно высокой температуре без риска деформации горячего «зеленого» блока, в связи с чем не требуется энергоемкое промежуточное охлаждение анодной массы между смесителем и вибромашиной;

- достигается эффективный сбор смол и газов во время формования.

Готовые «зеленые» блоки имеют температуру до 150⁰С, и перед складированием их требуется охладить, чтобы не произошло деформирования. Охлаждение происходит в галереях водяного охлаждения. Галерея представляет роликовый и пластинчатый транспортер длиной 30м, 26м из которых занято анодами. При движении по транспортеру «зеленые» блоки с боков и по верхней грани орошаются водой. Продолжительность охлаждения составляет 40-50мин. Водяные пары отсасываются, и в галерее поддерживается атмосфера слабого разряжения. Отработанная вода осветляется и возвращается на охлаждение, отстой шламов периодически извлекается и возвращается в производство. На выходе из крытой галереи проводится продувка сжатым воздухом нипельных гнезд анода от посторонних включений и остатков вод.

Обжиг «зеленых» анодных блоков

Обжиг «зеленых» анодных блоков является завершающей стадией производства угольных анодов для алюминиевых электролизеров, при этом пекококсовая масса превращается в монолитный электрод.

Обжиг «зеленых» анодных блоков и формирование самообжигающегося анода непосредственно на электролизере имеют близкий по своей сущности механизм. В обоих случаях происходят замедленное спекание связующего и формирование структуры анода. Однако при обжиге «зеленых» блоков удастся сохранить первоначальную структуру анода, заложенную при смешении и виброформовании. У самообжигающихся анодов, не удастся избежать заметной сендиминтации жидкой фазы и нарушения заданной структуры анода, что приводит к снижению качества анода. Повышенное содержание связующего приводит к снижению плотности, пористости и повышению окисляемости при электролизе. Обжиг анодов можно проводить на любых печах, при условии выдержки графика обжига, создания восстановительной или нейтральной атмосферы для предотвращения окисления анода. На практике обжиг анодов проводится исключительно в кольцевых камерных печах открытого или закрытого типа. Именно на печах этого типа достигаются большая производительность, максимальная экономия топлива и наилучшие технологические результаты обжига, включая хорошее качество обожженных анодов

Температурный режим обжига

Процесс обжига/спекания «зеленых» анодных блоков условно можно разделить на следующие стадии:

1-я — до 120 °С; предварительный нагрев «зеленых» блоков, который сопровождается релаксацией (ослаблением) имеющихся механических напряжений в структуре, размягчением пека и дистилляцией влаги;

2-я — 120—350 °С; термические преобразования в пеке и пекококсовой смеси, связанные с реакциями разложения органических соединений;

3-я — 350—600 °С; коксование связующего и начало спекания пекококсовой композиции;

4-я — 600—1100 °С; физико-химические преобразования, направленные на упорядочение структуры обожженного анода.

Разработка рационального температурного графика обжига, т. е. оптимального темпа подъема температуры на каждой из 4 стадий обжига является важным условием получения высокого качества обожженных анодов при минимальных энергетических затратах.

Темп нагрева в пределах 0—800 °С в среднем должен быть 9,5 °С/ч. При этом в зоне 0—350 °С темп нагрева 6—6,5 °С/ч.

Темп подъема температуры в интервале 800—1100 °С как и темп охлаждения обожженных анодов не лимитируется так строго, как зона предварительного нагрева. Тем не менее превышение этого показателя более 20 °С/ч также недопустимо, так как слишком интенсивный нагрев или охлаждение могут вызвать опасные локальные температурные напряжения в анодах и их растрескивание. Оптимальное значение конечной температуры обжига 1050—1100°С, причем сдвиг в сторону 1100°С является предпочтительным

Конструкция печей обжига

Для обжига анодов применяют многокамерные кольцевые печи открытого типа (бессводовые печи) и закрытого типа (сводовые печи). Использование печей этого типа обусловлено целым рядом факторов, важнейшие из которых следующие:

1. Обжиг анодов должен проводиться по длительному и точно выдержанному графику.

2. При повышенных температурах «зеленые» аноды могут деформироваться под воздействием собственного веса, поэтому изделия должны быть помещены в стабилизирующую засыпку из угольного порошка.

3. Обжиг должен проводиться в восстановительной или нейтральной среде, так как при температуре больше 700—800 °С в атмосфере воздуха начинается заметное обгорание анодов.

Этим условиям в наибольшей степени удовлетворяют многокамерные кольцевые печи. Все печи этого типа строятся на принципах:

- теплопередачи от сжигаемого топлива через разделительную стенку к материалу в обжиговой камере, т. е. на принципе косвенного нагрева

- системы перемещения нагревающей мощности последовательно от камеры к камере по кольцу печи, в то время как сам обжигаемый материал остается в печи неподвижным.

В многокамерной печи перемещаются сразу три зоны: зона предварительного нагрева, обжига и охлаждения. В связи с этим материал каждой камеры в пределах одного цикла проходит все стадии обжига и охлаждения в соответствии с температурным графиком.

В любом сечении кольцевой печи тепловой процесс периодически повторяется. С холодного конца проводится периодическая загрузка «зеленых» блоков, с горячего конца,

т.е. после нагрева, обжига и охлаждения, с той же периодичностью ведется разгрузка обожженных анодов. В этой связи кольцевые многокамерные печи, с некоторой условностью можно отнести к печам непрерывного действия. В отечественной и зарубежной алюминиевой промышленности используются преимущественно печи открытого типа (бессводовые). На ряде предприятий особенно электродной промышленности, используются и печи закрытого типа. Но наибольшее предпочтение отдается печам открытого типа.

Современные обжиговые печи состоят из большого числа камер, кратного 18 или 20, т. е. 40 -, 60 - или 72 - камерные печи. Наиболее удачной считается 60 - камерная печь, оптимально сочетающая высокую производительность с хорошими технико-экономическими показателями.

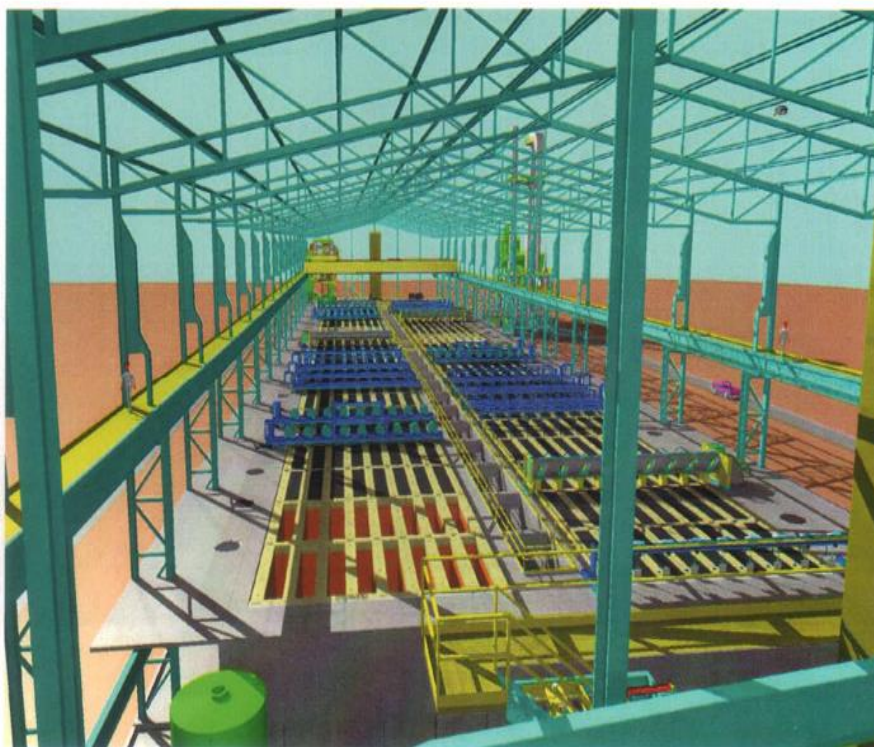


Рисунок 19 - Кольцевая печь открытого типа

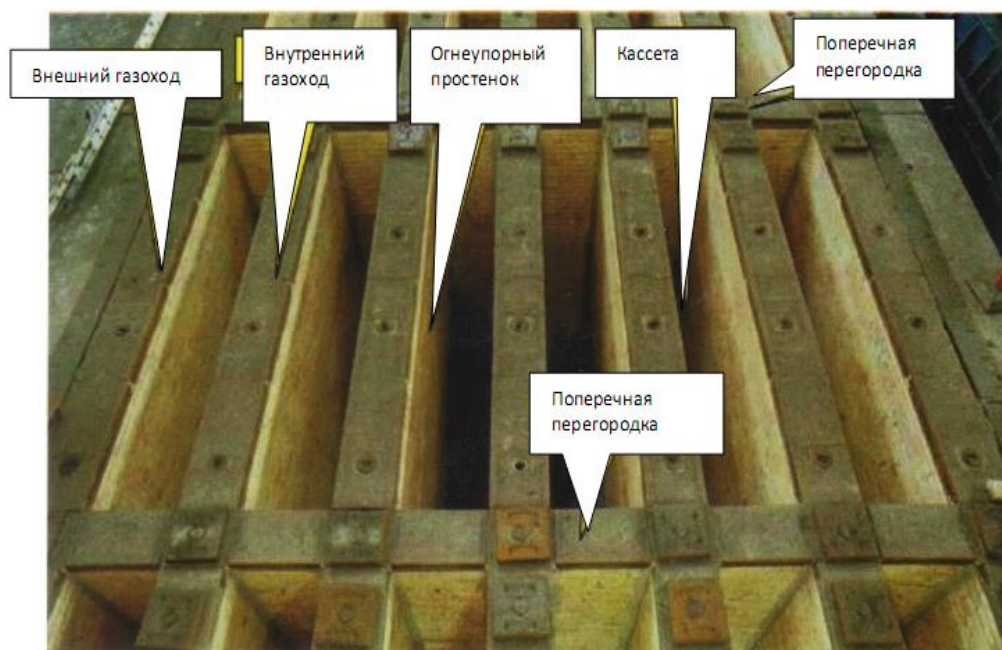


Рисунок 20 - Элементы печи с указанием кассет, газоходов и перегородок

Каждая камера представляет собой блок элементарных ячеек-кассет, расположенных параллельно вдоль оси печи, полностью идентичных как по размерам, так и по конструкции для всех камер печи. Камера состоит из 6-8 кассет.

Кассета имеет форму прямоугольной коробки, ограниченной с боковых сторон стенками огневых или греющих простенков, по торцам — стенками межкамерных перегородок, снизу — поверхностью подины. Кассета служит емкостью для загрузки обжигаемых изделий.

Каждая кассета имеет автономную систему обогрева, осуществляемую посредством установки горелок в каждый греющий простенок и автоматически регулируемую по показаниям термопар.

Газоочистка и улавливание паров пека

Газы, удаляемые от печей обжига анодов, содержат в своем составе:

- смолы,
- углеводороды,
- SO₂,
- HF,
- твердые частицы в виде пыли.

Причем объем и состав печных газов при равной производительности существенно различаются для печей открытого и закрытого типов. Общий объем отходящих газов на печах открытого типа больше, по сравнению с закрытым типом, но менее концентрированы по составу.

Для очистки отходящих газов существует два способа:

- мокрый способ;
- сухой способ.

Мокрый способ основывается на пропускании газа через содовый раствор. Основным оборудованием является скруббер.

Степень очистки таким способом составляет:

- фтористый водород - 98%
- сернистый ангидрид - 90%
- пыль - 70%
- смолистые вещества - 30%

Низкая степень очистки от смол, основной недостаток этого способа очистки.

Основу современной очистки газов печей обжига составляют процессы и аппараты «сухой» очистки газов, основанные на использовании различных сорбентов. В качестве сорбентов могут использоваться глинозем, дисперсная пыль нефтяного прокаленного кокса, активированный кокс и др. Однако наибольшее распространение получили глинозем и коксовая пыль.

На алюминиевых заводах в качестве сорбента целесообразней использовать глинозем, недостаток использования глинозема полная сорбция смол. Сорбированные смолы легко испаряются с поверхности засыпки при электролизе, ухудшая санитарно-экологические условия труда в цехах электролиза. В этой связи глинозем необходимо очистить от смол, что требует дополнительных затрат.

В качестве сорбента вместо глинозема часто используется коксовая пыль, которая после использования возвращается в электродное производство. Однако при использовании коксовой пыли возникают существенные проблемы:

- HF не сорбируется коксовой пылью, требуется дополнительная ступень очистки;
- сорбционные способности коксовой пыли ниже, чем у глинозема, за счет чего потребность пыли в 20 - 30 раз выше;
- на поверхности пыли легко сорбируются высококипящие смолы (250⁰С и выше), плохо сорбируются низкокипящие смолы (ниже 100⁰С). Для обеспечения полной сорбции всех смол требуется снижение температуры отходящих газов и перевода смол в капельное состояние с последующим отделением.

Кроме того в составе газов присутствуют различные органические углеводороды, имеющие различную температуру конденсации. Для полной конденсации углеводородов требуется снижение температуры газов до минимума.

Демонтаж отработанных и монтаж новых анодов.

Целью этих операций являются снятие с анододержателей огарков и чугуновой заливки, подготовка ниппелей к монтажу новых анодов и заливка их чугуном. Конечной продукцией является полностью смонтированный анод, готовый к установке в электролизер.

Технологическая схема демонтажа и монтажа анодов

В анодомонтажном отделении или цехе выполняются одновременно три производственных процесса:

- очистка и снятие огарков;
- очистка и подготовка ниппелей и токоподводящих штанг, приготовление литейного чугуна;
- заливка новых обожженных анодов с заранее подготовленными токоподводящими анододержателями.

Для выполнения этих операций в анодомонтажное производство подаются из цеха электролиза отработанные аноды, а со склада обожженных анодов — новые аноды.

Анододержатели с анодными огарками завозят в анодомонтажное отделение после предварительной их очистки в цехе электролиза от глинозема и корки электролита.

Отработанные аноды направляются на участок предварительной очистки огарков от электролита в спец. камере.

Процесс предварительной очистки выполняется в следующем порядке:

- удаление твердой корки электролита;
- обдувка поверхности анодов сжатым воздухом;
- более тщательная очистка вручную.

При поступлении на первую стадию очистки траверса анододержателя фиксируется при помощи зажимов и жестко устанавливается в камере. Очистка производится горизонтальными резцами- пластинами, которые сдвигаются в горизонтальной плоскости и обдирают поверхность огарка. Пластины имеют форму гребенки, что позволяет очищать пространство между ниппелями.

Вторая ступень очистки производится жесткими щетками и обдувается сжатым воздухом.

На третьей ступени очистных работ производится проверка поверхности огарка и при необходимости производится зачистка вручную.

Снятые остатки электролита и глинозема собираются в расположенный по каждой камерой желобчатый ленточный конвейер и направляются на переработку.

От системы предварительной чистки огарки направляются к дробеструйной машине для окончательной очистки их поверхности металлической дробью. Полученные в процессе чистки остатки электролита и частицы кокса направляются в сборный бункер. Отделение металлической дроби от немагнитного материала проводится методом магнитной сепарации. Для снижения потерь дроби анодный огарок после выхода из дробеструйной машины подвергается обработке сжатым воздухом в камере обдувки.

Полностью очищенные анодные огарки подаются к машине для разрушения огарков. Работа машины осуществляется в автоматическом режиме для уменьшения нагрузки на транспортную систему ПТК(подвесной транспортный конвейер) анододержатель с огарком опускаются на опорную конструкцию, где закрепляются за траверсу. С помощью выдвижных штампов огарок раздавливается и удаляется с анододержателя. Освобожденные от огарков анододержатели направляются в накопитель машины для удаления чугуновой заливки. Куски огарков направляются на дробление в щековую дробилку. Для последующего вовлечения в производство.

Съем чугуна проводится в один или два приема. При каждом приеме штанга опускается и свободно фиксируется в вертикальном положении посредством зажимной колодки. Чугун удаляется одновременно с двух ниппелей. Если анододержатель 4-ниппельный, то для следующей пары ниппелей все операции повторяются. Чугунная заливка на ниппелях прижимается к упору посредством пневматического поршня и дробится. Освобожденный от чугуновой заливки анододержатель извлекается из машины и проверяется на возможные повреждения и при необходимости направляется на ремонт.

Соосность приваренных к траверсе ниппелей относительно расположения ниппельных гнезд проводится специальным прибором. При этом определяются

отклонения от допусков, предусмотренных по проекту. Поврежденные анододержатели отправляются на ремонтный участок.

После удаления чугуновой заливки свободные анододержатели, а также отремонтированные анододержатели направляются к участку для дробеструйной чистки ниппелей и траверс. Машина оснащена турбинками, которые направляют струю дробы на ниппели и на траверсу. дробь циркулирует внутри машины с помощью соответствующих транспортных устройств и вновь попадает к турбинкам. Имеющийся воздушный сепаратор проводит разделение дробы и отходов, снятых с ниппелей и траверсы.

Контактные поверхности штанг зачищаются на шлифовальной машине. Зачистка выполняется с двух сторон с помощью шлифовальных кругов.

Зачищенные анододержатели направляются на участок обработки ниппелей графитовой суспензией, используемой для предотвращения пригара чугуновой заливки к ниппелям. Анододержатель подводится к ванночке с суспензией, которая поднимается и опускается при помощи гидравлики, погружая ниппели в суспензию. Во избежание расслаивания фаз суспензия непрерывно перекачивается через промежуточную емкость. Покрытые графитовой суспензией ниппели нагреваются и просушиваются путем индукционного нагрева в специальной проходной печи. После просушки суспензии окончательно подготовленные анододержатели направляются к заливочной станции.

Одновременно к заливочной станции поступают обожженные аноды. Подача анодов и анододержателей выполняется в рабочем такте заливочной станции. Процесс заливки анодов чугуном проводится в несколько ступеней:

- передача с роликового конвейера одного анода и установка его на литейный стол;
- совмещение анода с анододержателем путем опускания ниппелей в ниппельные гнезда;
- фиксация положения штанги и заливка чугуна, охлаждение чугуновой заливки;
- перемещение смонтированного анода.

Заливка анодов производится из передвижной заливочной машины с ковшом

Снятый чугун от пресса подается на галтовочный барабан. От галтовочного барабана материал направляются в сборную камеру. Полученный чугуновый скрап, подвергается очистке, разделяется по крупности, подается в опрокидывающихся кубелях. Кубели проходят через платформенные весы и подаются в индукционные печи.

Анододержатели отбракованные по тем или иным признакам (повреждение штанг, ниппелей и др.) после отделения чугуна выводятся в ремонт.

Готовые аноды направляются либо в цех электролиза (прямо), либо на склад готовой продукции.

Оборудование для демонтажа анодов:

- машины для чистки анодных огарков;
- машины для снятия огарков ;
- машины для снятия чугуновой заливки;
- машины для зачистки анодной штанги;
- машины правки анододержателей и положения анодных ниппелей.

Анодомонтажные операции

Анодомонтажные операции включают перечень вспомогательных и основных работ следующего характера:

- шихтовка чугуна для плавки;
- плавка чугуна и доводка его до требуемых кондиций;
- заполнение разливочных ковшей и доставка их к заливочной станции;
- установка анодных блоков и ниппелей анододержателей в положение заливки;
- заливка ниппелей чугуном и охлаждение заливки.

Для заливки ниппелей при монтаже анодов применяют литейные чугуны специального состава. Чугуны обладают природной хрупкостью, необходимой для удаления заливки с ниппеля отработанного анода.

Состав чугуна применяемый на алюминиевых заводах.

Состав	Массовая доля, %	Массовая доля, %
C	3,0-4,0	3,3-3,8
Si	2,8-3,6	2,0-2,5
Mn	0,9 _{max}	0,6-0,8
S	0,1 _{max}	0,15 _{max}
P	0,9-1,6	0,5-1,1

Для получения плотной и прочной структуры чугуна огромное значение имеет толщина стенки заливки. Оптимальная толщина заливки должна быть 1-1,12см. Для улучшения контакта и усиления механического соединения ниппеля с гнездом, в гнезде делается винтовая нарезка.

Зашихтованный чугун плавится в электропечах, оптимальным вариантом плавильного агрегата для монтажного участка анодов является индукционные тигельные печи производительностью от 1 до 6т.

Температура нагрева металла в печи до 1400⁰С .

Подготовленный металл в печи переливается в разливочный ковш вместимостью 450-750кг, который предварительно подогревается с помощью электронагревателей.

Разливка чугуна осуществляется специальной машиной (рис.21).

После завершения заливки, полностью смонтированные аноды направляются в цех электролиза или на склад смонтированных анодов.



Рисунок - 21 Работа разливочной машины

Порядок выполнения работы

1. Ознакомиться с теоретической частью данного методического указания.
2. Составить принципиальную технологическую схему производства обожженных анодов.
3. Составить технологические схемы основных переделов согласно варианту с описанием основных процессов, оборудования и параметров на этих переделах.
4. Ответить на контрольные вопросы, согласно варианту.

Варианты заданий и контрольные вопросы

Вариант 1

1. Разработать технологическую схему подготовки пека.
2. Операции, проводимые при монтаже анодов, их цель, используемое оборудование.

Вариант 2

1. Разработать технологическую схему подготовки прокаленного кокса для приготовления коксовой шихты.
2. Операции, проводимые при демонтаже анодов, их цель, используемое оборудование.

Вариант 3

1. Разработать технологическую схему подготовки сырого кокса для приготовления коксовой шихты.
2. Какие способы очистки газов и улавливания паров пека используются при обжиге анодов, их сущность.

Вариант 4

1. Разработать технологическую схему приготовления коксовой шихты.
2. Кольцевые печи открытого типа, конструктивные особенности.

Вариант 5

1. Разработать технологическую схему производства «зеленой» анодной массы.
2. Кольцевые печи открытого типа, конструктивные особенности.

Вариант 6

1. Разработать технологическую схему прессования «зеленой» анодной массы.
2. Цель обжига «зеленных» анодов, температурные зоны обжига.

Вариант 7

1. Разработать технологическую схему обжига «зеленных» анодов на кольцевой печи открытого типа.
2. Что такое виброформование, для чего оно проводится и на каком оборудовании.

Вариант 8

1. Разработать технологическую схему обжига «зеленных» анодов на кольцевой печи открытого типа.
2. Разновидности пека, исходные материалы для получения этих пеков.

Вариант 9

1. Разработать технологическую схему прессования «зеленой» анодной массы.
2. Перечислить физико-химические свойства пеков.

Вариант 10

1. Разработать технологическую схему приготовления коксовой шихты.
2. Как разделяются пеки по температуре размягчения?

Вариант 11

1. Разработать технологическую схему подготовки сырого кокса для приготовления коксовой шихты.
2. Перечислить твердые углеродистые материалы, области применения, способы получения и требования к ним.

Вариант 12

1. Разработать технологическую схему подготовки прокаленного кокса, для приготовления коксовой шихты.
2. Какую цель преследуют при термостатировании, параметры термостатирования.

Вариант 13

1. Разработать технологическую схему подготовки пека.
2. Цель прокаливания, какие коксы подвергаются прокаливанию.

Вариант 14

1. Разработать технологическую схему подготовки прокаленного кокса для приготовления коксовой шихты.
2. Оборудование, используемое при прокаливании.

Вариант 15

1. Разработать технологическую схему подготовки сырого кокса для приготовления коксовой шихты.
2. Какую цель преследуют при сушке прокаленных коксов, оборудование для сушки.

Вариант 16

1. Разработать технологическую схему обжига «зеленых» анодов на кольцевой печи открытого типа.
2. Цель дробления, размола и классификации коксов, какое оборудование используется для этого?

Вариант 17

1. Разработать технологическую схему приготовления коксовой шихты.
2. Какую цель преследуют при смешении анодной массы, технологические параметры, оборудование, используемое при смешении.

Рекомендуемая литература :

1. Янко, Э. Я. Аноды алюминиевых электролизеров / Э. Я. Янко. - М.: Руды и металлы, 2001.
2. Янко, Э. Я. Производство анодной массы / Э. Я. Янко, Д. Н. Воробьев. – М. : Металлургия, 1975.

Практическая работа №4

Тема: Расчеты показателей процесса электролиза, количества электролизеров, производительности серии.

Цель: Освоить методику расчетов показателей процесса электролиза, количества электролизеров и производительности серии.

Теоретические сведения

Расчет показателей эффективности процесса электролиза.

Количество алюминия, которое можно выделить, теоретически определяется по закону Фарадея:

$$M = 0,336 \cdot I \cdot t, \text{ где}$$

M - количество выделяемого на катоде Al , г;кг;

I -сила тока, А;кА;

t - время, час;

0,336 – электрохимический эквивалент, т.е. количество граммов алюминия, выделяемое за один час силой тока в 1А при отсутствии каких - либо потерь, г/А·час.

Основным показателем эффективности процесса электролиза является выход по току. В процессе происходят потери алюминия, о размерах потерь судят по величине выхода по току. Выход по току характеризует эффективность использования тока на электролизере.

$$h_T = \frac{P}{M} \cdot 100\%$$

h_T –выход по току в %;

P –количество фактически полученного алюминия,(г,кг,т);

M – количество алюминия, которое должно выделиться теоретически по закону Фарадея;

$$P = \frac{0,336 \cdot I \cdot t}{100} h_T, \text{ если } h_T \text{ в долях единиц, то } P = 0,336 \cdot I \cdot t \cdot h_T$$

Потери металла можно разделить на прямые и косвенные.

Прямые потери это окисление продуктов взаимодействия алюминия и растворенного алюминия с анодными газами.

Косвенные потери это всякого рода утечки тока, т.е. прохождение тока, минуя междуполюсный зазор.

Другой показатель эффективности технологии электролиза - удельный расход энергии. Удельный расход электроэнергии - это количество электроэнергии, затраченное на единицу готовой продукции

$$W = \frac{A}{P}$$

A - количество затраченной энергии (кВт.час);

P - количество полученного алюминия (г, кг, т).

$$W = \frac{I \cdot U_{cp} \cdot t}{0,336 \cdot I \cdot h_T \cdot t} = \frac{U_{cp}}{0,336 \cdot h_T} \times 1000 = \frac{2976,2 \cdot U_{cp}}{h_T}; \quad (\text{кВт} \cdot \text{час/т}); \text{ для постоянного тока.}$$

Для получения удельного расхода энергии на 1т(кг) Al в переменном токе нужно учитывать коэффициент преобразования, он приблизительно равен 92% (0,92)

$$W = 2976,2 \frac{U_{cp}}{h_T} \cdot 0,92 = 3235 \frac{U_{cp}}{h_T} \quad (\text{кВт} \cdot \text{час/т}); \text{ для переменного тока}$$

Величина, обратная удельному расходу электроэнергии, называется выходом по энергии: это количество алюминия в граммах, выделяемое при прохождении одного кВт·ч электроэнергии постоянного тока

$$h_{\text{эл}} = 1/W = 0,336 \frac{h_m}{U_{cp}} 10^3 (\text{г/кВт} \cdot \text{ч}).$$

Расчет количества действующих и установленных электролизеров на серии

Для расчета количества ванн исходим из того, что отечественная промышленность выпускает выпрямительные блоки на силу тока 25кА и напряжение 850В(U_c), в настоящее время на зарубежных новых заводах России используются выпрямительные агрегаты на силу тока 63кА и напряжение 1000-1580В.

При расчете количества действующих ванн N необходимо учитывать рабочее напряжение на ванне U_p , предусматривать потери напряжения в общесерийной ошиновке - 1% от номинального напряжения выпрямительных агрегатов, потери в общесерийной ошиновке $U_{oo}(8-10 \text{ В})$ (включая потери напряжения в ошиновке внутри КПП), резерва напряжения на КПП для поддержания силы тока серии при одновременном возникновении нескольких анодных эффектов $U_{a.э}(40 \text{ В})$, резерв для компенсации возможных колебаний напряжения во внешней сети - 5% $U_{c.в}(40 \text{ В})$.

$$\text{Тогда } N = (U_c - U_{c.в} - U_{oo} - U_{a.э}) / U_p$$

Кроме действующих электролизеров в серии всегда имеются ванны, находящиеся на капитальном ремонте. Количество установленных электролизеров N_y зависит от срока службы электролизера $T_{мр}$ и продолжительности капитального ремонта T_p . N_y будет тем больше, чем меньше срок службы ванн $T_{мр}$ и чем больше продолжительность их ремонта T_p . Тогда $N_y = N \cdot T_{мр} / (T_{мр} - T_p)$

Так, при продолжительности капитального ремонта, равной 15 сут, и сроке службы ванны 2000 сут (5,5лет) количество установленных ванн превысит число действующих на 0,75 % или примерно на 1—2 ванны. При продольном двух рядном расположении ванн желательно, чтобы число установленных ванн было кратно двум с целью одинакового количества ванн в каждом ряду. При поперечном расположении (мощностью более 170кА) тоже самое пожелание.

Расчет годовой производительности серии

Годовая производительность серии $Q_c(t)$ определяется уравнением

$$Q_c = 365 \cdot 24 \cdot 0,336 \cdot I \cdot N \cdot \eta_m \cdot 10^{-3} = 2,943 \cdot I \cdot N \cdot \eta_m$$

где:

365 — число суток в году;
 24 — число часов в сутках;
 I — сила тока, кА;
 η_m — выход по току, доли единиц;
 N — число действующих ванн, шт.

В соответствии с этим годовая производительность серии, состоящей из 180 электролизеров при токе 150 кА и выходе по току 85 %, составит около 67,5 тыс. т.

Порядок выполнения работы

1. Ознакомиться с теоретической частью данного методического указания.
2. Произвести расчеты показателей процесса, количества действующих, установленных электролизеров и производительность серии согласно варианту.

Варианты заданий

Таблица 1

Вар.	Сила тока	Суточная производительность электролизера, кг	Среднее напряжение на электролизере, В	Рабочее напряжение на ванне, В	Срок службы электролизера, лет	Продолжительность капитального ремонта, дней
1	150	1089	4,460	4,2	5,2	18
2	180	1306	4,500	4,2	5,5	15
3	200	1452	4,455	4,15	6,0	10
4	320	2579	4,400	4,0	6,0	15
5	250	2200	4,410	4,1	5,5	5
6	210	1470	4,450	4,2	6,2	10
7	350	2600	4,4	4,1	6,0	15
8	370	2620	4,3	4,15	6,0	6
9	320	2560	4,45	4,0	5,5	5
10	320	2550	4,4	4,0	5,5	5
11	320	2550	4,45	4,1	5,5	5
12	320	2540	4,45	4,0	5,5	5
13	300	2500	4,4	4,1	5,0	3
14	320	2555	4,4	4,1	5,0	5
15	320	2545	4,45	4,1	6,0	10
16	320	2450	4,5	4,1	5,5	5
17	320	2540	4,2	4,0	5,5	5
18	155	1189	4,460	4,2	5,2	18
19	180	1316	4,500	4,0	5,5	15
20	200	1452	4,455	4,10	5,0	10
21	320	2579	4,500	4,0	6,0	10
22	250	2200	4,40	4,1	5,0	5,5
23	210	1470	4,450	4,2	6,0	12
24	350	2600	4,35	4,0	6,0	5

25	320	2560	4,4	4,0	5,0	5
26	320	2550	4,4	4,2	5,5	15
27	320	2500	4,45	4,0	6,0	5
28	320	2540	4,4	4,1	5,0	15
29	300	2500	4,4	4,15	5,5	4
30	320	2555	4,3	4,0	5,0	5
31	320	2545	4,40	4,1	6,0	5
32	320	2450	4,45	4,,0	5,5	2
33	320	2540	4,2	4,0	6,0	3

Рекомендуемая литература :

1. Металлургия алюминия / Ю. В. Борисоглебский [и др.]. – 2-е изд. - Новосибирск: Наука, Сибирская издательская фирма РАН, 2000. – 438 с.
2. Янко, Э. Я. Производство алюминия: пособие для мастеров и рабочих цехов электролиза алюминиевых заводов / Э. Я. Янко. – СПб.: Изд-во СПб. ун-та, 2007. – 304 с.

Практическая работа №5

Тема: Разработка транспортно-технологической схемы производства алюминия.

Цель: Освоить основные производственные подразделения, входящие в состав транспортно-технологической схемы электролитического производства алюминия и их назначение.

Теоретические сведения

Технический уровень транспортно-технологических схем алюминиевых заводов и их экономика в первую очередь определяются типом, производительностью и конструкцией основного технологического оборудования — электролизеров. Упрощенная ТТС производства алюминия с применением электролизеров с СОА показана на рис.1.

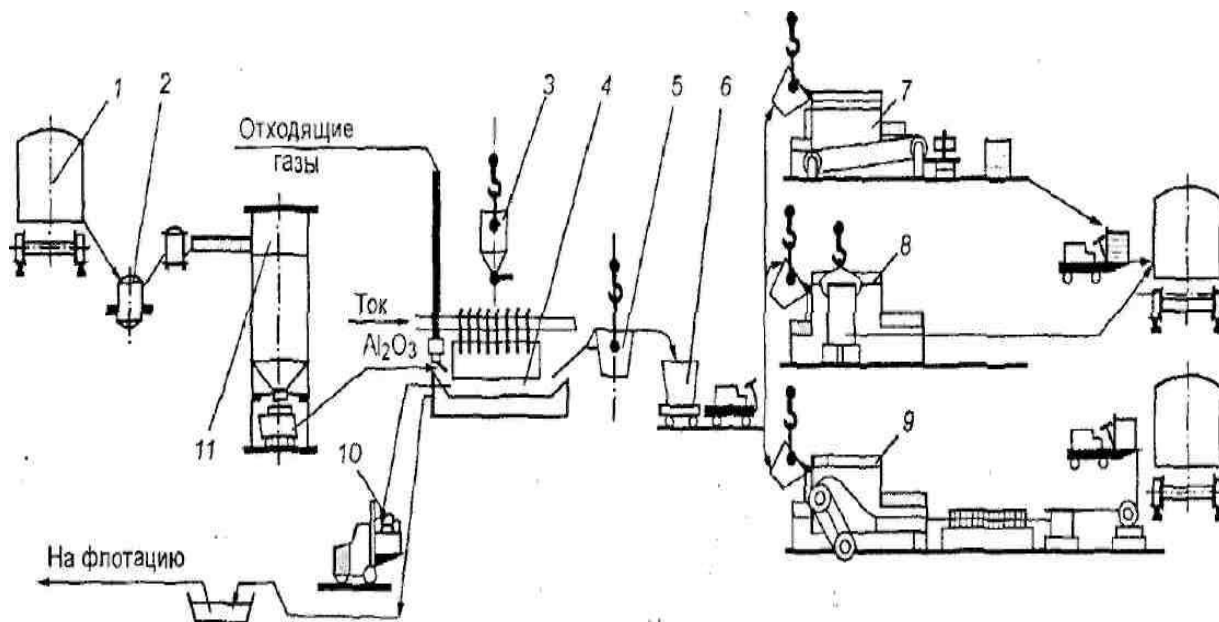


Рисунок 1 - Транспортно-технологическая схема алюминиевого завода.

1 — вагон (цистерна); 2 - пневмоподъемник; 3 — подача анодной массы; 4 — электролизер; 5 - вакуум ковш; 6 — литейный ковш; 7 — разливка алюминия в чушки; 8 — литье слитков; 9 — производство катанки; 10 — угольная пена; 11 — межкорпусный силос глинозема.

ТТС алюминиевого завода это:

- склады по приему, хранению, транспортировке сырья (глинозем, фтористые соли) непосредственно в электролизное производство;

- производство и транспортировка анодной массы анодов в электролизное производство;
- электролизное производство;
- литейное производство.

Приемные склады глинозема и фторидов. Глинозем и фториды поставляются на завод железнодорожным транспортом в вагонах типа "Хоппер" или в специальных цистернах. На рис.2 показана схема разгрузки глинозема. Глинозем, поступающий в хопрах, разгружается самотеком в приемный бункер, расположенный на складе под железнодорожными путями, а оттуда пневматическим насосом 1 с помощью сжатого воздуха низкого давления перекачивается в складской силос 2. Эти насосы способны перемещать глинозем вертикально или под некоторым углом вверх. Разгрузка глинозема из цистерн осуществляется пневматической системой, смонтированной внутри бака цистерны, и в этом случае глинозем поступает в складской силос 2. Под этим силосом расположены пневматические насосы 1, которые позволяют с помощью сжатого воздуха перекачивать глинозем в межкорпусные силосы 3. Такой комплекс насосов, трубопроводов и межкорпусных силосов образует систему внешнего пневмотранспорта глинозема. Из-под межкорпусных силосов глинозем развозится специальными машинами по электролизерам, или автоматизированная система пневматической централизованной раздачи глинозема (ЦРГ) в бункеры, установленные на ваннах. На заводах где используется сухая газоочистка, глинозем из корпусных силосов подается на газоочистку, а затем уже на электролизеры.

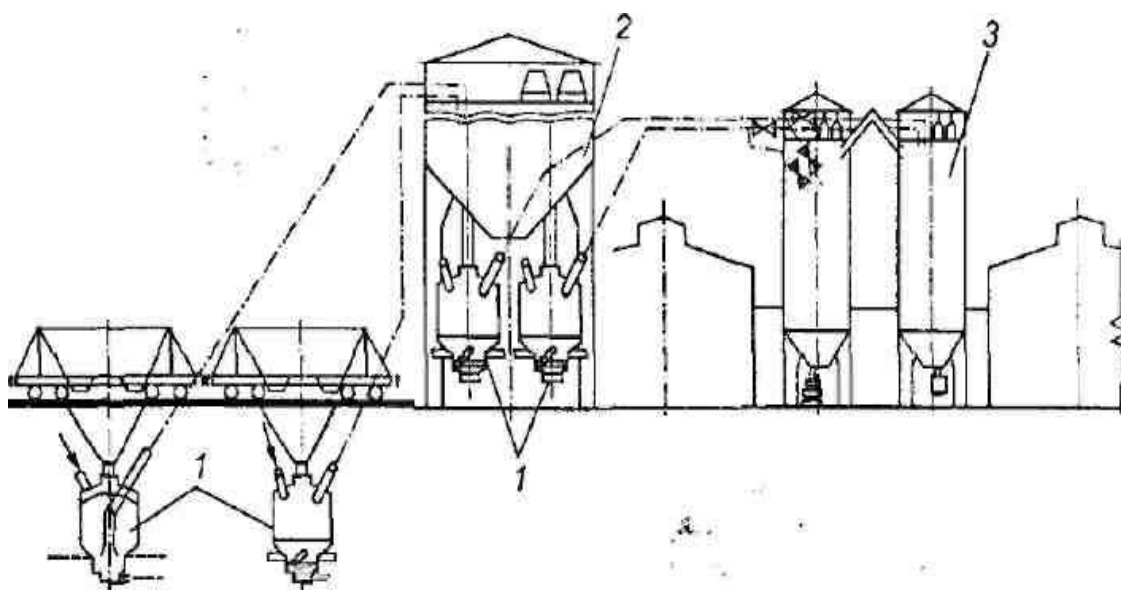


Рисунок 2 - Схема транспортировки глинозема.

1 — пневмоаппарат; 2 — складской силос; 3 — межкорпусные силосы.

Аналогично производятся разгрузка и транспортировка фторидов (криолита и трифторида алюминия). Но грузопоток фторидов составляет около 3—5 % от объема поступающего глинозема, поэтому на некоторых заводах фториды частично или полностью поставляются в мешках или мягких контейнерах массой от 20 до 1000 кг,

которые доставляются в корпуса электролиза авто- или электротранспортом. На некоторых заводах непосредственно на складах готовится фторглиноземная шихта.

Транспорт анодной массы анодов. Анодная масса на крупных заводах (БрАЗ, КрАЗ, НКАЗ, ИркаЗ, ВгАЗ, БАЗ) изготавливается в цехах анодной массы (ЦАМ), а на небольшие заводы (УАЗ, НАЗ, КАЗ) масса доставляется железнодорожным транспортом и разгружается самотеком из полувагонов в крытые склад

подавляющее большинство заводов изготавливает анодную массу в виде мелких (массой около 0,2 кг) брикетов различной формы. Лишь на БАЗе изготавливаются крупногабаритные брикеты, которые используются и на других заводах.

В цеха электролиза анодная масса из ЦАМ доставляется специальным автотранспортом.

На заводах оснащенных электролизерами с обожженными анодами СаАЗ аноды производятся в цехах по производству анодов.

Электролизное производство. В процессе электролиза происходит наработка жидкого алюминия, образуются газообразные и твердые отходы. Газообразные отходы подвергаются очистке, после очистки выбрасываются в атмосферу, при очистке из газов отделяется полезный компонент (фтор) который возвращается в производство в виде регенерационного криолита при использовании мокрой очистки, вредные компоненты выделенные из газа подвергаются утилизации, твердые отходы (угольная пена) подвергается переработке с получением вторичного сырья (криолита). При использовании сухой очистки газов глинозем, используемый при очистке направляется в производство. Огарки образующие от сгорания обожженных анодов возвращаются на повторное производство обожженных анодов.

Жидкий алюминий из ванны извлекается вакуум - ковшом, переливается в разливочный ковш и отправляется в литейное производство.

Литейное производство. Поступивший жидкий алюминий в литейном производстве подвергается переработке на товарную продукцию (чушку, плоские или цилиндрические слитки, катанку). Произведенная продукция отгружается потребителю в железнодорожные вагоны или автотранспорт.

Помимо вышеперечисленных складов и производств на заводах имеются:

Склады ремонтных материалов. Сырье и материалы для ремонта основного технологического оборудования (электролизеры, миксеры, прокаточные печи и пр.) представляют собой штучные грузы, состоящие в основном из угольных и огнеупорных материалов, хранение которых на открытом воздухе недопустимо, для их хранения используются крытые склады.

Для механизации ПРО используются авто- и электропогрузчики, мостовые краны, электрокары. Поступающий в крытых вагонах шамотный порошок разгружается самоходными разгрузчиками в специальные отсеки, оборудованные в складах, однако нередко эти операции выполняются и вручную. Подача материалов на ремонтные объекты (ЦКР, в литейное отделение или в корпуса на капитально ремонтируемые ванны) осуществляется автотранспортом и мостовыми кранами.

Склады вспомогательного производства предназначены для хранения каустической и кальцинированной соды, гидроксида алюминия, если на заводе предусмотрена мокрая очистка газов электролизного производства. Кальцинированная сода поступает в крытых вагонах или в бумажных мешках, и их разгрузка ведется с применением передвижных транспортеров или авто- и электропогрузчиков.

Каустическая сода поставляется в цистернах в жидком виде и сливается в специальные баки. Гидроксид алюминия поставляется в полувагонах в виде пасты.

Порядок выполнения работы

3. Ознакомиться с теоретической частью данного методического указания.

4. Ознакомиться с теоретической частью мультимедийного пособия, просмотрев раздел в практической части тренажёра. Ответить на вопросы мультимедийного пособия.

5. Разработать транспортно-технологическую схему по заданному варианту.

Варианты заданий

№ вар	Тип элект роли зера	Тип газоочистки	Способ подачи глинозема в электролит	Способ доставки глинозема на ванну	Способ корректировки электролита фтористыми солями
1	ОА	сухая	АПГ	ЦРГ	АПФ
2	ОА	сухая	АПГ	ЦРГ	АПФ
3	СОА	мокрая	АПГ	Машины МРС	Машины МРС
4	СОА	мокрая	АПГ	Машины МРС	Машины МРС
5	ОА	сухая	АПГ	Машины МРС	Машины МРС
6	ОА	мокрая	АПГ	Машины МРС	Машины МРС
7	ОА	сухая	АПГ	ЦРГ	Машины МРС
8	ОА	сухая	АПГ	ЦРГ	АПФ
9	ОА	мокрая	АПГ	ЦРГ	АПФ
10	СОА	мокрая	Машины МРГ	Машины МРГ	Машины МРС
11	СОА	мокрая	АПГ	Машины МРС	Машины МРС
12	ОА	сухая	АПГ	Машины МРС	Машины МРС
13	ОА	мокрая	АПГ	Машины МРС	Машины МРС
14	ОА	сухая	АПГ	Машины МРС	Машины МРС
15	СОА	сухая	АПГ	ЦРГ	Машины МРС
16	ОА	сухая	АПГ	ЦРГ	АПФ
17	ОА	сухая	АПГ	ЦРГ	АПФ
18	СОА	мокрая	АПГ	ЦРГ	Машины МРС
19	СОА	сухая	АПГ	Машины МРС	Машины МРС
20	ОА	сухая	АПГ	ЦРГ	Машины МРС
21	ОА	сухая	АПГ	ЦРГ	Машины МРС
22	ОА	мокрая	АПГ	ЦРГ	Машины МРС
23	ОА	сухая	АПГ	ЦРГ	Машины МРС
24	ОА	сухая	АПГ	ЦРГ	АПФ
25	СОА	сухая	Машины МРГ	Машины МРГ	Машины МРС
26	СОА	мокрая	АПГ	Машины МРС	Машины МРС
27	ОА	сухая	АПГ	Машины МРС	Машины МРС
28	ОА	сухая	АПГ	Машины МРС	Машины МРС
29	ОА	сухая	АПГ	Машины МРС	Машины МРС
30	СОА	сухая	АПГ	ЦРГ	Машины МРС

Рекомендуемая литература :

1. Металлургия алюминия / Ю. В. Борисоглебский [и др.]. – 2-е изд. -Новосибирск: Наука, Сибирская издательская фирма РАН, 2000. – 438 с.

2. Янко, Э. Я. Производство алюминия: пособие для мастеров и рабочих цехов электролиза алюминиевых заводов / Э. Я. Янко. – СПб.: Изд-во СПб. ун-та, 2007. – 304 с.

Практическая работа №6

Тема: Монтаж и демонтаж электролизеров СОА ВТ

Цель: Освоить состав катодного, анодного узла, ошиновки, порядок монтажа электролизера.

Теоретические сведения

Катодное устройство (узел) электролизеров всех типов состоит из одних и тех же основных элементов:

- катодного кожуха;
- угольной футеровки (подовая и бортовая);
- огнеупорной и теплоизоляционной футеровки.

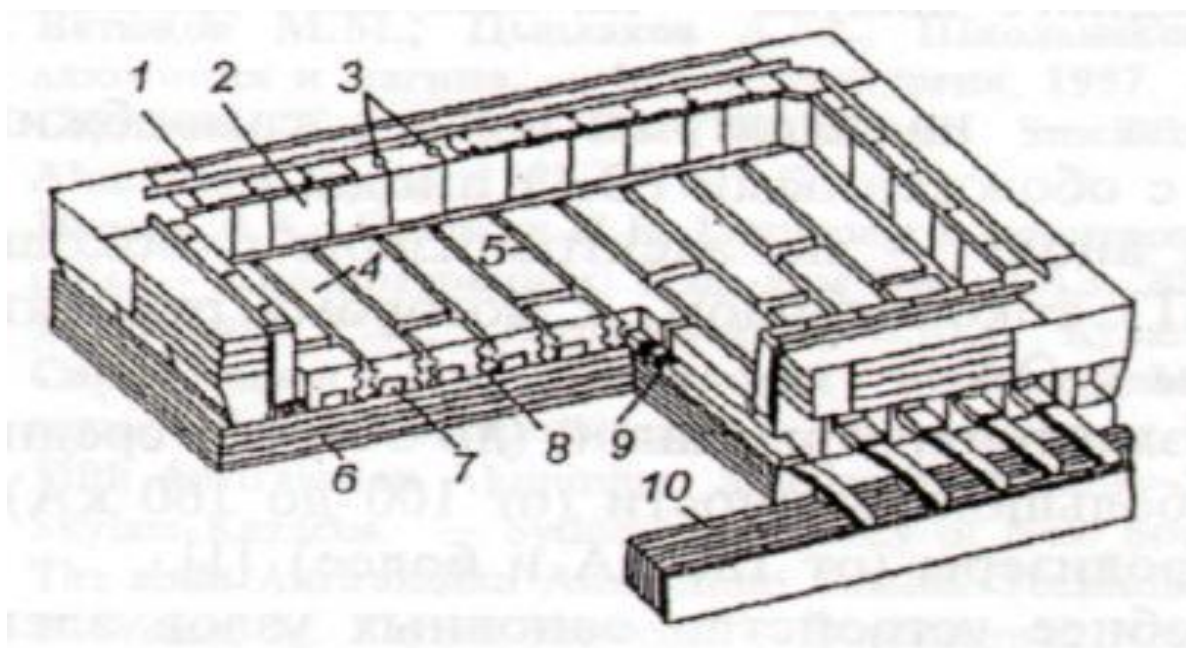


Рисунок 1 - Катодное устройство (узел) электролизера

1 - катодный кожух; 2 - бортовая угольная футеровка; 3 - пробки из подовой массы; 4 - подовая угольная футеровка блоки; 5 - набивные швы; 6 - огнеупорная и теплоизоляционная футеровка; 7 - катодные стержни (блуждающие); 8 - подушка; 9 - «потай»; 10 - катодная ошиновка.

По устройству катодного кожуха различают два вида катодного устройства:

- с металлическим или железобетонным днищем;
- без днища.

Катодные кожухи бывают двух модификаций:

- самонесущие кожухи (рамные);
- кожухи с опорными устройствами (каркасом) контрфорсные и шпангоутные.

Самонесущие кожухи (рамного типа) применяются на электролизерах малой и средней мощности, могут быть как с днищем, так и без днища. Борт кожуха

изготавливают из мощных стальных балок (швеллеров или двутавров) высотой 35-55 см. Устройство стенки кожуха различно, возможные варианты приведены на рис. 2(б). Устанавливаются в одноэтажных корпусах.

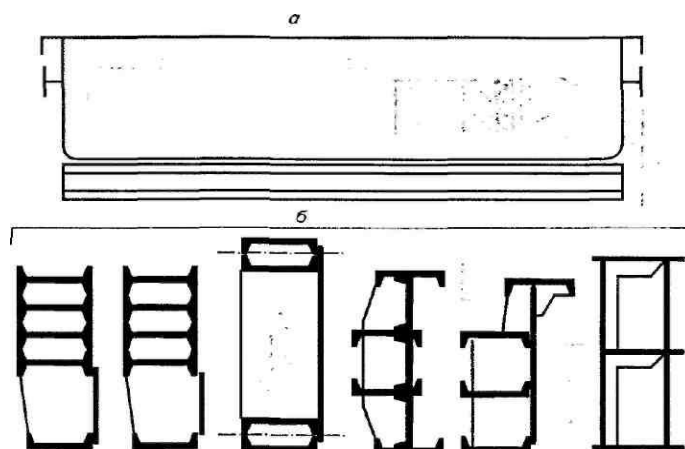


Рисунок 2 - Самонесущий катодный кожух.
а — схематичное устройство; б — варианты конструкции борта кожуха

Кожухи с опорными устройствами (каркасом) устанавливаются на электролизерах средней и большой мощности, используются катодные кожухи с отдельно несущим каркасом двух видов: контрфорсный каркас и шпангоутный каркас.

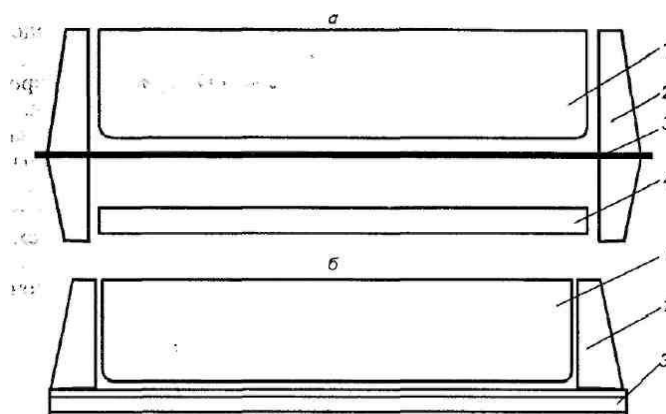


Рисунок 3 - Катодный кожух с несущим каркасом.
а — контрфорсный каркас: 1 — катодный кожух; 2 — контрфорс; 3 — стяжная шпилька; 4 — распорная балка.
б — шпангоутный каркас: 1 — катодный кожух; 2 — шпангоут; 3 — опорная балка.

Контрфорсные кожухи устанавливаются на все типы электролизеров независимо от мощности в двухэтажных корпусах. Собственно кожух представляет собой «корыто», изготовленное из листовой стали. С обеих продольных сторон к кожуху с помощью стяжных шпилек прижимаются контрфорсы пар (количество их зависит от мощности электролизера), нижний конец которых упирается в торцы распорной балки (бетонная

или металлическая). При возникновении в подине усилий, они воспринимаются контрфорсами, а распорная балка препятствует деформации продольных стенок кожуха. Продольные и торцевые стенки самого «корыта» по высоте усилены продольными поясами жесткости. Кожух свободно устанавливается на опорные П-образные балки, без жесткого крепления. Контрфорсы равномерно распределены между выступающими концами блумсов.

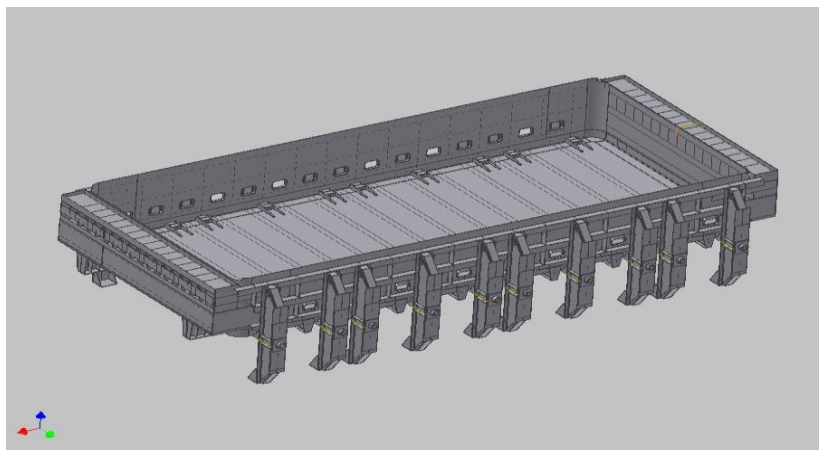


Рисунок 4 - Контрфорсный кожух

Шпангоутные кожухи устанавливаются на все типы электролизеров независимо от мощности в одноэтажных и двухэтажных корпусах. Они представляют собой «корыто», вставленное в конструкцию шпангоутов, образованную рядом и закрепленную на горизонтальной балке. Шпангоуты устанавливаются между выступающими из кожуха концами токоотводящих блумсов. Верхняя часть шпангоутов по всему периметру кожуха связана с поясом жесткости, сделанным из стального профиля или листа. Достоинством кожухов шпангоутного типа является повышенная жесткость конструкции. Чрезмерная жесткость должна учитываться при выборе футеровочных материалов.

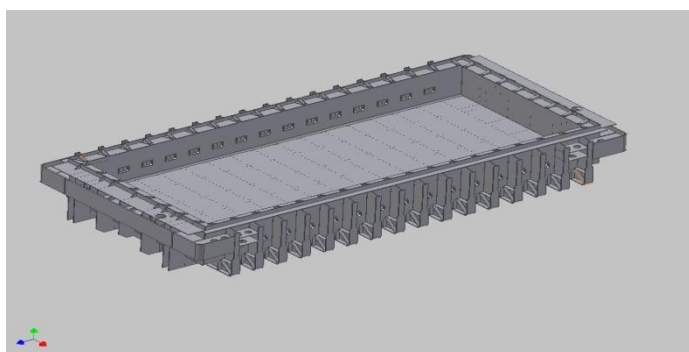


Рисунок 5 - Шпангоутный кожух

Футеровка катодного кожуха состоит из:

- углеродной (угольной) части;
- огнеупорной части;

- теплоизоляционной части.

Каждая часть футеровки выполняет определенную функцию.

Углеродная (угольная) футеровка. Этой части принадлежит особая роль, внутри этой футеровки находится жидкий металл и электролит, обладающий способностью растворять большинство соединений, ее качество определяет срок службы электролизеров.

Угольная футеровка состоит из двух частей:

- катодная или подовая;
- бортовая.

По конструкции **углеродной футеровки** промышленные электролизеры можно разделить на три группы.

1. Монолитные катоды (рис.6а) создавались путем набойки шахты пластичной подовой массой. Подина получается низкого качества, большое количество смолистых веществ выделяется при обжиге. В настоящее время не применяются.

2. Катоды из обожженных блоков с набивными межблочными швами (рис.6б). Единственный тип подины, применяемый в алюминиевой промышленности России. Слабое место - межблочные швы, они определяют срок службы электролизера.

3. Склеенные полумонолитные катоды из обожженных и механически обработанных блоков (рис.6в). Это наиболее совершенный тип катода (самый дорогой). Обеспечивается большой срок службы электролизера. Широкого применения не нашли из-за дороговизны и сложности монтажа.



Рисунок 6 - Типы катодной углеродной футеровки.

а — монолитная футеровка; б — футеровка из предварительно обожженных блоков с набивными межблочными швами; в — футеровка из предварительно обожженных и механически обработанных блоков, склеенных между собой; 1 — обожженный блок; 2 — подовая набоечная масса; 3 — стальные токоотводы; 4 — огнеупорная и теплоизоляционная изоляция.

Катодная углеродистая (угольная) футеровка выполняет одновременно две функции:

- является огнеупорной ванной для расплавленного металла и электролита;
- является проводником тока.

Поэтому катодная футеровка должна отвечать следующим требованиям: иметь хорошую электропроводность, низкую теплопроводность, быть стойкой к термическим ударам, стойкой к истиранию, иметь высокую прочность на сжатие, низкую вспучиваемость под действием натрия.

Катодные блоки изготавливаются из углеродных материалов, в основе которых лежит электрокальцинированный (прокаленный в электрических печах сопротивления) антрацит и связующий материал-каменноугольный пек. Углеродная масса смешивается, прессуется или формуется, полученный «зеленый» блок обжигается при 1200⁰С. В отечественной промышленности применяют блоки с добавлением в шихту и искусственного графита 25-30% (углеграфитовые блоки). Это повышает электропроводность, уменьшает пропитку электролитом - «разбухание» блока. Последний фактор предохраняет подину от деформации и способствует повышению срока службы электролизера. Размеры блоков определяются размерами электролизера, его конструкцией, технологией ремонта. Блоки изготавливаются в виде прямоугольных параллелепипедов с продольными пазами. В пазах заделывают блюмсы из электропроводного материала (сталь).

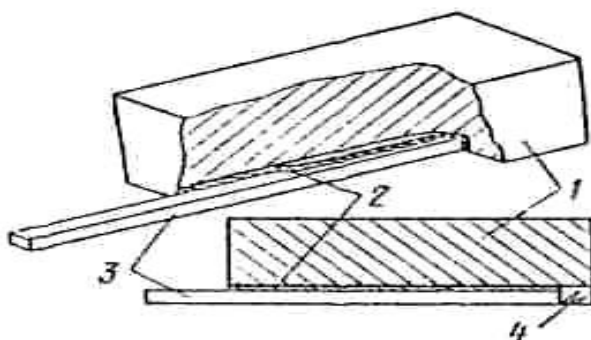


Рисунок 7 - Катодная секция: 1- угольный блок; 2-чугунная заливка; 3-блюмс; 4- подовая масса

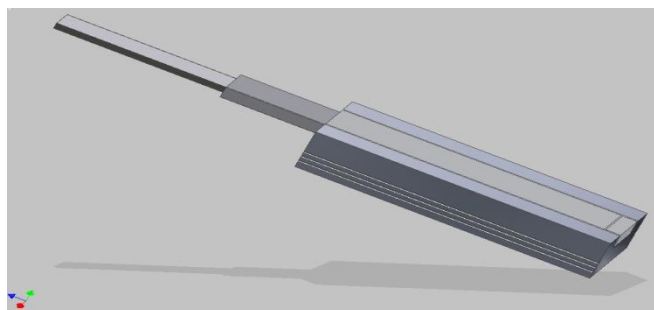


Рисунок 8 - Катодная секция

Блоки могут быть однопазовые или двухпазовые. Размеры однопазового блока: ширина 550мм, высота 400мм, паз- ширина 255мм, высота 145мм. Двух пазовый блок - 800×400мм, паз- 165×170мм. Конструкция паза на блоках, в котором фиксируется токоотводящий блюмс, в отечественной промышленности делается в виде ласточкиного хвоста. Размеры блюмса: однопазовый блок 230×115мм, двух пазовый блок 140×140мм.



Рисунок 9 - Однопазовый блок



Рисунок 10 - Двухпазовый блок

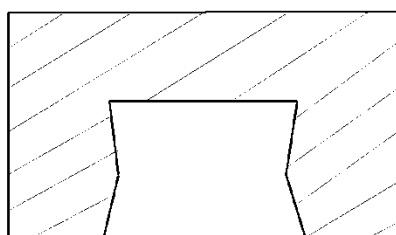


Рисунок 11 - Паз блока в форме «ласточкиного хвоста»

Пазы блоков могут иметь прямоугольную форму со скругленными углами. Основной способ заделки пространства между блоком и блюмсом - заливка чугуном. Перед заливкой целесообразно угольный блок и блюмс нагревать, заливку вести посекционно. Имеет место применение специальной электродной массы или электропроводного угольного клея. Геометрия блюмса тоже имеет немаловажное значение, идеальный блюмс должен быть узким и высоким. Все вышесказанное влияет на трещинообразование при заливке при эксплуатации электролизера, причина - разница в коэффициентах линейного расширения блок – блюмс.



Рисунок 12 - Схема катодной секции

Катодные блоки со смонтированными блоумсами (катодные секции) устанавливаются в катодный кожух ванны на огнеупорную и теплоизоляционную футеровку. Блоки устанавливаются поперек ванны рядами, и при этом свободные концы блоумсов выходят наружу через специальные окна в кожухе на продольных сторонах кожуха. Количество рядов блоков зависит от их ширины и длины ванны, а количество блоков в ряду - от размера блока, и поэтому существует три модификации блоков:

Монолитные блоки – длина приблизительно равна ширине ванны.

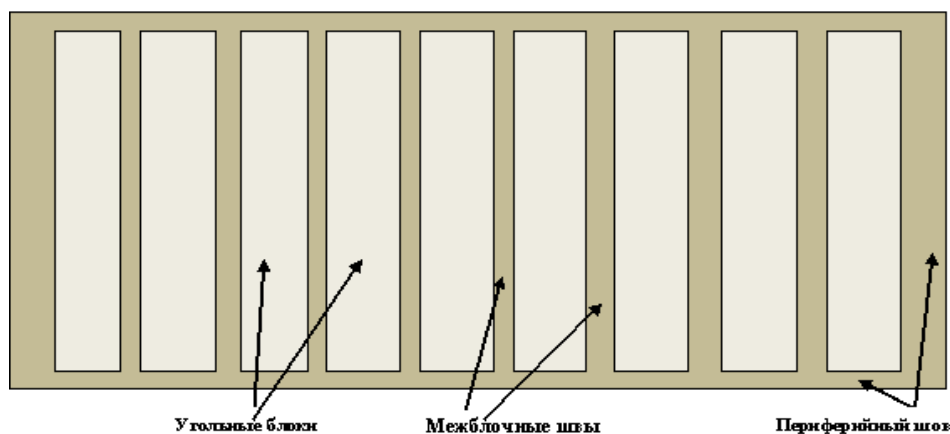


Рисунок 13 - Схема установки катодных монолитных секций

Двухсекционные блоки - длина блоков в ряду разная, устанавливаются в шахматном порядке, центральный шов имеет вид коленчатого вала. Двухсекционные блоки имеют размеры: длинный блок – 2000-2200мм, короткий–1400-1600мм.

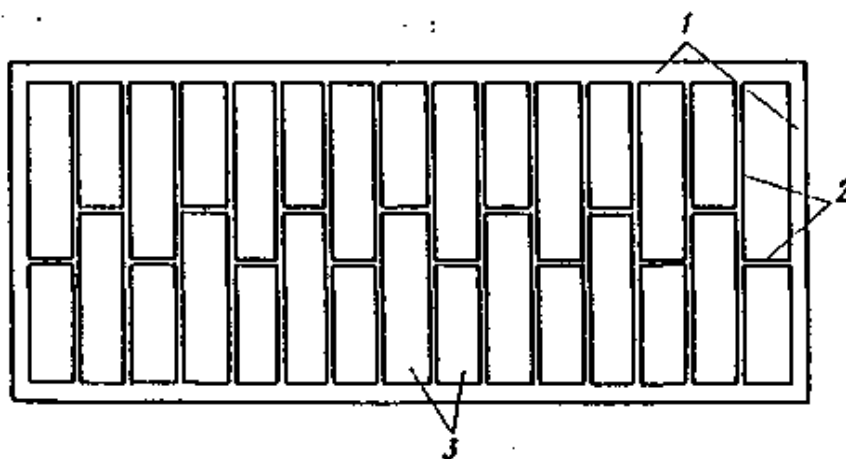


Рисунок 14 –схемаустановки катодных секций (двухсекционные)

1-периферийный шов; 2 - центральные межблочные швы;3 -угольные блоумсы

Многосекционные - как правило, не более четырех блоков, используются очень редко из-за увеличения площади набоечных швов.



Рисунок 15 -Конструкция катодных секций.
а - монолитная; б - двухсекционная; в - многосекционная.

Наиболее стойкие подины - с использованием монолитных блочных конструкций, они уменьшают количество стыков. Однако, применение таких блоков приводит к тому, что при использовании цельнометаллического катодного кожуха возникают сложности в монтаже блока в корпус ванны, и периферийные швы получаются большой ширины, что снижает эффективность применения монолитного блока. При использовании монолитных блоков используют разъемные катодные кожухи.

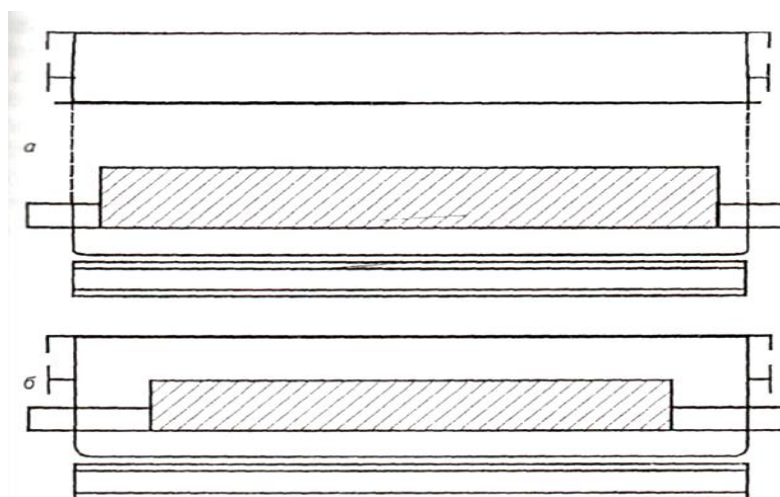


Рисунок 16 - Катодные кожухи с монолитными блоками.
а - разъемный кожух; б - монолитный.

Важнейшим направлением усовершенствования конструкции катодного узла является применение полумонолитных клеевых блоков с использованием самоотвердевающих клеев для соединения блок-блоком и между собой.

Бортовая угольная футеровка – изготавливается из тех же материалов, что и подовые секции. Однако, их свойства должны отличаться от свойств подовых блоков, т.к. они не предназначены для прохождения через них тока. Бортовые блоки должны обладать низкой электропроводностью, высокой теплопроводностью (для создания надежных бортовых настелей), быть стойкими к воздействию расплава, обладать низкой окисляемостью, не смачиваться алюминием и расплавом. В последнее время ведутся испытания бортовых секций из карбида кремния, их достоинства: они не

электропроводны, исключается работа ванны в борт, не окисляются в агрессивной среде, не пропитываются электролитом. Угольные бортовые блоки изготавливаются размерами: высота 650-730мм, в торцах 800мм, ширина - 550мм, толщина - 200мм.

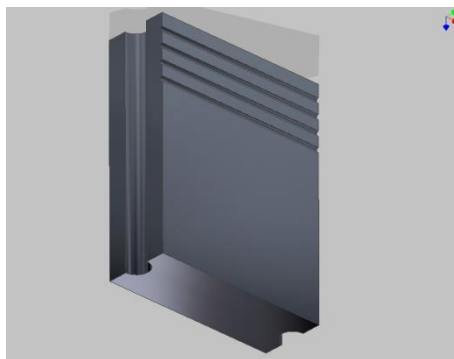


Рисунок 17 - Бортовой угольный блок

Огнеупорная и теплоизоляционная футеровка служит для снижения потерь тепла, снижения расхода электроэнергии, поддержания нормальной температуры расплава и элементов стального кожуха, что продлевает срок службы ванны.

Огнеупорная и теплоизоляционная футеровка состоит из 3-х частей:

- барьерные материалы (подушка), устанавливаются непосредственно под подовыми блоками;
- плотные огнеупорные материалы, устанавливаются под барьерным материалом;
- материал с низкой теплопроводностью.

Нижняя часть теплоизоляционной футеровки делается, как правило, из диатомитового или вермикулитового материала толщиной 130-200мм (2-3 ряда кирпича, или плиты), который устанавливается на выравнивающую подсыпку из дробленого шамота или крупнозернистого песка. Выше устанавливается огнеупорный материал с высоким содержанием глинозема (шамот) - 2-3 ряда кирпича. Выше, непосредственно блоков, устанавливается барьерный материал (подушка) для снижения проникновения компонентов расплава (огнеупорная подовая масса, глинозем).

Анодное устройство(узел)

Анод электролизера предназначен для подвода тока в межполюсное пространство для осуществления электролиза. Анодное устройство состоит из:

- угольного анода;
- кожуха анода (самообжигающиеся аноды);
- подъемного механизма;
- анодной ошиновки;
- опорной конструкции.

По типу анода электролизеры разделяются на два класса:

- электролизеры с обожженными анодами (ОА);
- электролизеры с самообжигающимися анодами (СОА).

По способу подвода тока:

- с боковым подводом (БТ);
- с верхним токоподводом (ВТ).

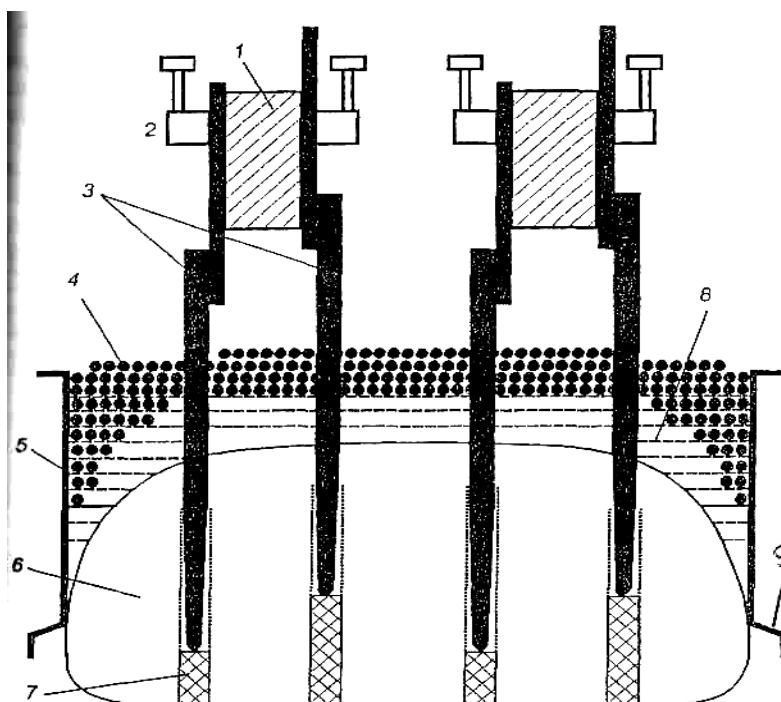


Рисунок 18 - Схематическое устройство анода с ВТ

1 — анодная шина; 2 — анодные зажимы; 3 — составные штыри; 4 — брикеты анодной массы; 5 — анодный кожух; 6 — обожженная часть анода; 7 — вторичный анод; 8 — расплавленная анодная масса; 9- газосборный колокол.

Самообжигающиеся аноды с верхним токоподводом.

Анодное устройство представляет собой:

- угольный анод;
- анодный кожух;
- газосборный колокол;
- штыри;
- анодную раму с шиной.
- механизм перемещения анода и анодной рубашки

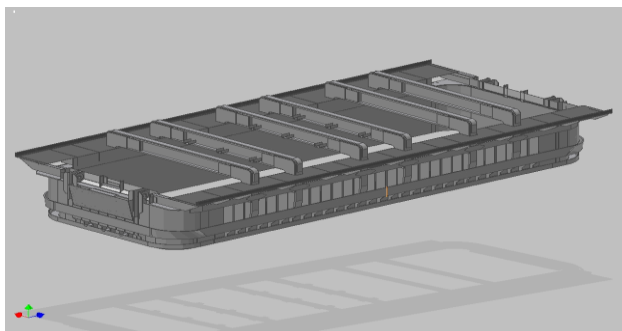


Рисунок 19 - Анодный кожух

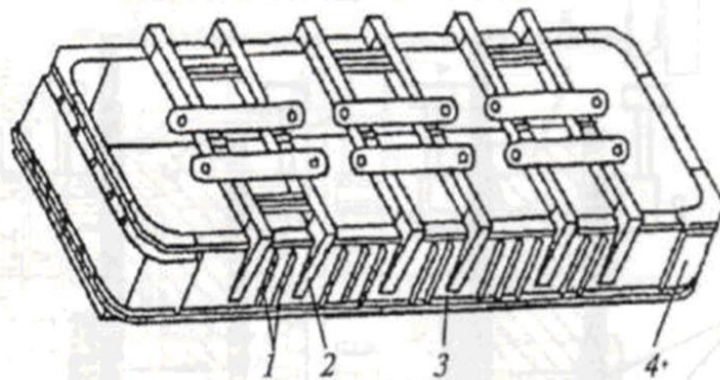


Рисунок 20 - Анодный кожух

1 - ребра жесткости; 2 - балки для подвески кожуха; 3 - пояс для навески секций колокола; 4 - карманы для утепления торцов и углов анода.

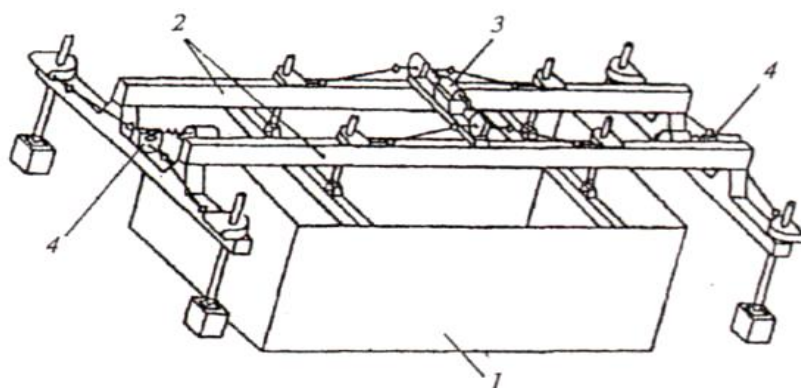


Рисунок 21 - Схема механизма перемещения анода верхним токоподводом.

1 - анодный кожух; 2 - анодная рама; 3 - вспомогательный механизм перемещения кожуха; 4 - основной механизм перемещения анода.

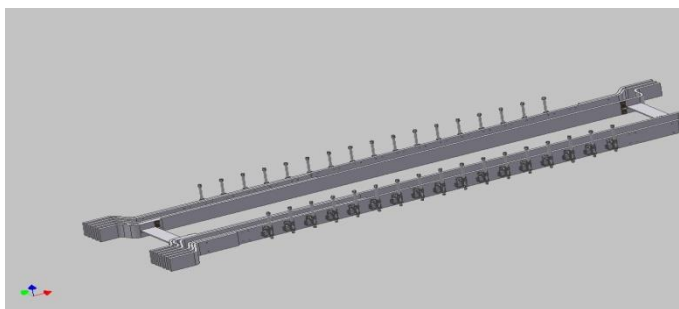


Рисунок 22 - Анодная ошиновка

Угольный анод формируется внутри анодного кожуха. В нижней части анодного кожуха расположен газосборный колокол, под которым собираются выделяющиеся при электролизе газы. Кожух по мере сгорания анода опускается, во избежание подплавления

газосборного колокола кожух периодически поднимается вспомогательным механизмом, который смонтирован на той же конструкции, что и анодная шина. В анодный кожух загружается анодная масса. Подвод тока к аноду осуществляется стальными штырями или составными сталь-алюминиевыми. Штыри располагаются на 2-х или 4-х горизонтах в четырех рядах. При достижении расстояния 22 ± 2 см от нижнего горизонта производится перестановка. Штырь извлекается из тела анода и в образующиеся подштыревые отверстия затекает жидкая анодная масса. Под воздействием высоких температур образующийся вторичный анод, из-за высокой скорости коксования жидкой анодной массы получается низкого качества (порист, механически не прочен, низкая электропроводность), выделяется большое количество вредных летучих соединений. Вторичный анод является основным источником пены. Расход анодной массы на 50-60 кг больше, чем на боковом подводе. Верхняя часть штыря с помощью зажима контактирует с анодной шиной. Штыри изготавливаются двух типов:

1. Стальные, покрытые медной рубашкой (верхняя часть).
2. Составные: сталь-алюминий (верхняя часть из алюминия).

Использование составных штырей позволяет снизить потери энергии в штыре, улучшается магнитное поле в аноде за счет магнитного разрыва, образованного алюминиевой штангой. Количество штырей зависит от мощности электролизера (64-72 штуки), их размеры: длина 2000-2500 мм, диаметр 180-230 мм конусом вниз.

Для улавливания из - под анода газов используется колокольный газосборник, который навешивается по всему периметру нижней части анодного кожуха и представляет собой отдельные чугунные секции. По углам или торцам на секции устанавливаются горелки. В горелках происходит дожигание оксида углерода, смолистых соединений, содержащихся в выделяющемся газе. Продукты сгорания из горелок по системе газопроводов поступают на очистку. При хорошей герметизации колокола эффективность его работы достаточно велика. Достоинством этой системы является небольшой объем газов и высокая концентрация вредных соединений в нем, следовательно, и затраты на очистку невелики. Во избежание подплавления секций колокола и надежной герметизации подколокольного пространства расстояние от нижней кромки колокола до электролита должно быть не менее 10-13 см. Частые вмешательства в работу электролизера (выливка металла, обработка корки, ликвидация анодных эффектов и т.д.) снижают КПД этого укрытия, он не превышает 70%.

Существенным недостатком анодов с верхним токоподводом является улавливание газов с поверхности анода, выделение которых для данного типа – самое высокое. Для уменьшения этих выбросов применяют использование «сухой» анодной массы.

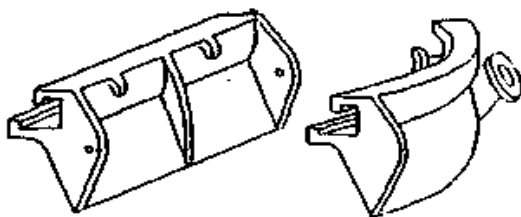


Рисунок 23 - Чугунные секции газосборного колокола



Рисунок 24 - Горелка.

Ошиновка электролизеров

Поступающая на завод электроэнергия переменного тока преобразуется в постоянный ток на кремниевой преобразовательной подстанции (КПП) и подается на серию электролизеров. Допустимая плотность тока в ошиновке $0,25-0,3 \text{ А/мм}^2$. Для снижения потерь энергии стремятся к снижению длины подводящих шин, для этого электролизеры располагают ближе друг к другу и соединяют последовательно в серии. Обычные электролизеры на силу тока до 160 кА располагают торцом к торцу (продольное расположение). Более мощные - по принципу сторона к стороне (поперечное). В первом случае (продольное расположение) электролизеры в корпусе располагают в два ряда. Во втором случае в один ряд.

Ошиновка является токоподводящим элементом электролизера, ее конструкция должна способствовать равномерному распределению тока по параллельным элементам ванны (анодные и катодные блоки, штыри, бляхсы и т.д.), она должна быть технологичной, недорогой, удобной в эксплуатации, сводить к минимуму негативное влияние магнитных полей. Существует два вида подвода тока: односторонний и двухсторонний.

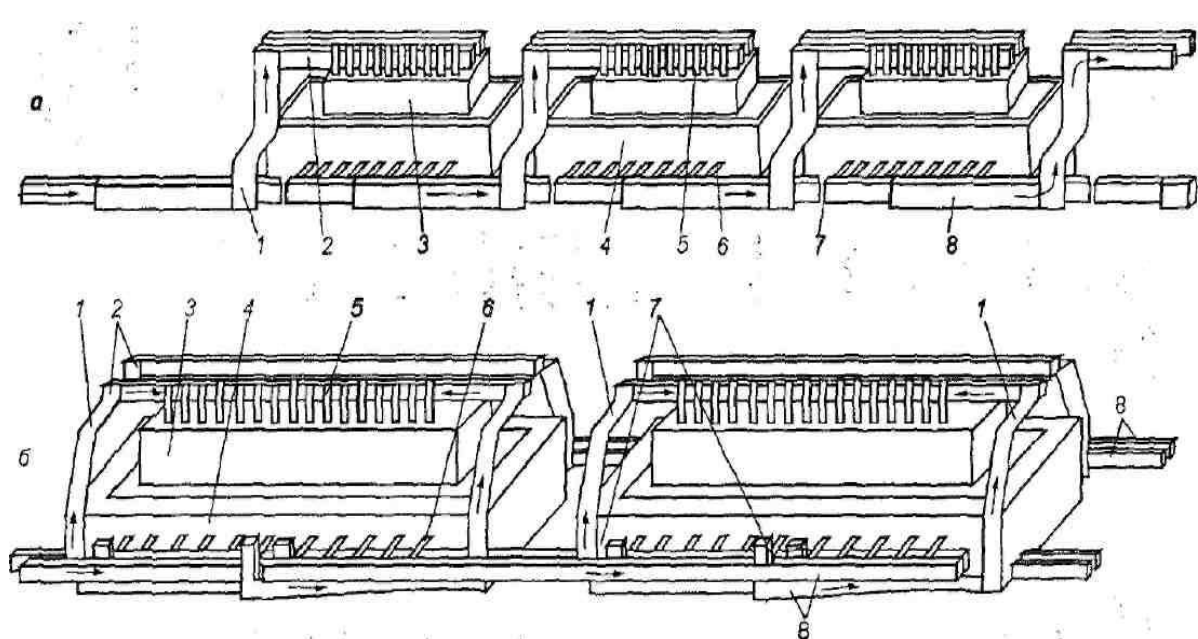


Рисунок 25 - Подвод тока: а- односторонний; б –двухсторонний.

1 — анодный стояк; 2 — анодная шина; 3 — анод; 4 — катод; 5 — анодный штырь; 6 — катодный спуск; 7 — места шунтирования электролизера; 8 — катодная шина.

При одностороннем подводе тока наблюдается сильный перекося металла из-за воздействия магнитных полей. Для компенсации этих воздействий применяется двухсторонний подвод тока.

Ошиновка выполняется из алюминиевых литых шин сечением от 200×20 до 840×100 мм, для катодных спусков применяют катаную шину малых сечений. Ошиновку изготавливают из алюминия марок АЕ, А6, А7, применяются алюминиевые сплавы с

содержанием алюминия 99,5-99,7%. Для штанг анододержателей- кремниевый сплав с содержанием алюминия 98%.

Ошиновку можно разделить на анодную, катодную и стояки. Ошиновка, расположенная по продольной стороне ванны над анодом- анодная ошиновка. Ошиновка, расположенная на уровне катодного кожуха, осуществляет подвод тока к следующей ванне- катодная ошиновка. Вертикально установленные пакеты шин, соединяющие катодную ошиновку одной ванны с анодной ошиновкой другой ванны, называются стояками.

Для отключения электролизера на капитальный ремонт предусмотрены узлы установки шунтирующих устройств. При установленных шунтах ток от катодной ошиновки предыдущего электролизера замыкается на катодную ошиновку последующего, минуя анодную ошиновку отключенного электролизера.

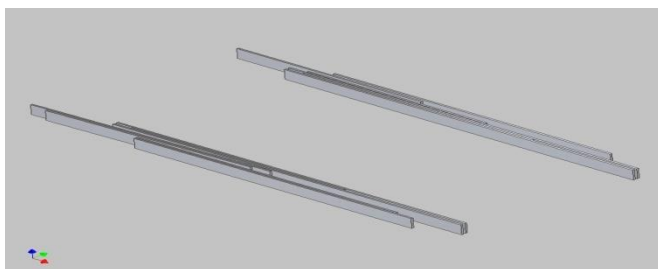


Рисунок 26 - Катодная ошиновка

Ошиновка электролизера должна отвечать следующим требованиям:

- передавать электрический ток в цепи электролизеров одной электролизной серии;
- иметь минимальные потери напряжения на всем протяжении серии и между электролизерами;
- обеспечивать равномерное распределение тока по отдельным токоведущим элементам электролизера;
- гарантировать оптимальное распределение магнитных полей в расплаве алюминия;
- гарантировать быстрое включение или отключение ванны из цепи серии путем шунтирования.

Падение напряжения в ошиновке:

- в катодной- 130-170 мВ;
- в анодной- 90-110 мВ;
- в общесерийной(в расчете на один электролизер) –30-50 мВ.

Общие потери в ошиновке на один электролизер составляют 230-320 мВ.

Нагрев ошиновки более 100⁰С не следует допускать, т.к. с повышением температуры ошиновки на 10⁰С потери напряжения возрастают на 4%, этот вопрос наиболее важен для одноэтажных корпусов.

Монтаж.

Монтаж катодного устройства является ответственной операцией, от качества проведения которой в значительной мере зависит срок службы ванны. Необходимо принять меры, чтобы футеровочные материалы не подверглись воздействию

атмосферной влаги. Последовательность операций при монтаже зависит от конструкции корпуса и катодного кожуха.

В одноэтажных корпусах.

При использовании кожуха без днища производится ремонт фундамента или его выбойка с новой заливкой. Поверхность фундамента выравнивается подсыпкой песка или шамотной крупки. После выравнивания фундамента и установки кожуха, проводится кладка цоколя. Кладка цоколя проводится строго по проектной документации, при этом периферию цоколя кладут на растворе, а центральную часть – «насухо», но в швы в кладке засыпают мелкий шамотный порошок. Кладку выполняют не вплотную к кожуху, а с небольшим зазором (температурным швом).

В двухэтажных корпусах.

Перед установкой катодного устройства проверяют опорные конструкции, на которые устанавливается кожух, при необходимости ремонтируют или заменяют. Футеровочные работы проводятся также как и в кожухах без днища.

После завершения кладки цоколя на него наносится защитный слой, в качестве которого используется подушка из подовой массы или глинозема, для защиты от проникновения расплава в теплоизоляционную футеровку. Поверхность подушки строго горизонтальна. На подушку устанавливаются подовые секции с приваренными к блюмсу гибкими алюминиевыми спусками. После установки подовых секций на подушку, производится тщательная рихтовка, для обеспечения одинакового расстояния между блоками (40мм). Заделку зазора между блюмсами и окнами кожуха производят раствором асбеста на жидком стекле. Затем выкладывают бровку (кирпичная стенка между кожухом и катодными блоками) на которую опирается бортовая футеровка.

Перед установкой бортовой футеровки поверхность блока очищается, а на поверхности бортовых плит обращенных к периферийному шву делается насечка, для улучшения контакта с подовой массой. Блоки между собой скрепляются подовой массой, которая набивается в полукруглые замковые пазы на боковых гранях блока. Зазор между блоками должен быть не более 1мм. Вблизи углов устанавливаются «замковые» секции, для расклинивания секций. Между блоком и кожухом просыпается или устанавливается теплоизоляционный материал, толщиной 25-50мм. Над верхней частью блока и фланцем кожуха делается набойка массы.

Набойки межблочных швов и периферийных швов.

Это самая ответственная операция в монтаже. Набойка производится подовой массой, которая подразделяется на горяче- набивную и холодно- набивную.

После выполнения монтажных работ с катодным кожухом, устанавливается опорная стойка, на установленную стойку монтируется собранный анодный узел.

Порядок выполнения работы

1. Ознакомиться с теоретической частью данного методического указания.
2. Ознакомиться с теоретической частью мультимедийного пособия, просмотрев раздел в практической части тренажера.
3. Провести практический монтаж электролизера на тренажере.
4. Ответить на контрольные вопросы.

Контрольные вопросы

1. Перечислить основные элементы катодного узла.
2. Перечислить разновидности кожухов, используемых в производстве.
3. Какую роль выполняет огнеупорная футеровка и из скольких частей она состоит?
4. Что собой представляет подовая секция?
5. Какие выпускаются подовые блоки?
6. Требования к бортовой футеровке.
7. Роль огнеупорной и теплоизоляционной футеровки, из каких частей она состоит.
8. Перечислить из чего состоит анодный узел электролизера с СОА верхним токоподводом.
9. Способы расположения и соединения электролизеров в корпусах.
10. Требования к ошиновке, из каких частей она состоит.
11. Способы подвода тока к электролизеру.
12. Перечислить типы электролизеров.
13. Что определяет тип электролизера?
14. Требования к подовым секциям.
15. Перечислить места установки изоляции на электролизере с ВТ СОА.
16. Конструкции углеродной футеровки подины.

Рекомендуемая литература :

1. Металлургия алюминия / Ю. В. Борисоглебский [и др.]. – 2-е изд. - Новосибирск: Наука, Сибирская издательская фирма РАН, 2000. – 438 с.
2. Янко, Э. Я. Производство алюминия: пособие для мастеров и рабочих цехов электролиза алюминиевых заводов / Э. Я. Янко. – СПб.: Изд-во СПб. ун-та, 2007. – 304 с.

Практическая работа № 7

Тема: Обжиг, пуск, послепусковой период электролизёров с СОА.

Цель: Освоить порядок выполнения операций по проведению обжига, пуска и послепускового периода электролизёров с верхним токоподводом и наиболее целесообразную организацию труда.

Теоритическая часть

Газоплазменный обжиг установками конструкции заводаПКО

Обжиг подины производится специальной установкой с горелками, выполненными из 4-х блоков, которые одновременно служат укрытием ванны на период обжига. Количество горелок на газовой установке зависит от мощности электролизёров (12 -16 и более штук).

Анод поднимается на высоту 500-550 мм от подины.

На очищенную и продутую подину загружается фтористый кальций в количестве 600- 800 кг, который деревянным скребком равномерно распределяется по всей площади подины. Для предотвращения выгорания бортовых блоков и подбивки под бортлисты бортовая футеровка изолируется путём нанесения на неё слоя алюмохромосфатной смеси или укрытием асботканью.

Устанавливается специальная газовая установка. Зазоры между анодом, газосборным колоколом и панелями укрытия, а также бортовой площадкой заделываются асбестом. Затем производится монтаж газовых и воздушных коммуникаций установки, а также вентиляторов для подачи воздуха к горелкам. Перед монтажом установки проверяется состояние футеровки панелей укрытия.

Обжиг производится по особому графику, где указывается время с начала обжига, температура газопламенной среды, количество и номера включённых горелок.

Для контроля температуры газопламенной среды используются самопишущие приборы типа КСП-2, КСП-3, к которым подключается ХА термopара.

В случае необходимости производится регулировка подачи газа и воздуха, отключаются или подключаются соответствующие горелки. Не допускается чрезмерный подогрев отдельных участков подины в зоне факела горелок. Факелы всех горелок должны гореть равномерно.

В течение обжига ведется запись в специальном журнале, в котором указывается начало обжига, окончание обжига, время включения горелок, номера работающих горелок, температура газопламенной среды.

График обжига длительностью 72 часа приведён ниже (табл.1).

Таблица 1

Часы с начала обжига	Температура газопламенной среды, °С		Допустимое отклонение °С	Количество включённых горелок		Номера включённых горелок для 1-2 серии	Номера включённых горелок для 3 серии
	1-2 серии	3 серии		1-2 серии	3 серии		
1	2	3	4	5	6	7	8
1	160	170	+10	6	10	1,3,5,8,10,12	1,3,5,7,8,9,10,12,14,16
2	210	290				2,4,6,7,9,11	1,2,4,6,8,9,11,13,15,16
3	270	390				1,3,5,8,10,12	1,3,5,7,8,9,10,12,14,16
4	320	440				2,4,6,7,9,11	1,2,4,6,8,9,11,13,15,16
5	370	460		8	12	1,3,5,6,7,8,10,12	1,2,3,5,7,8,9,10,12,14,15,16
6	380	500				- " -	- " -
7	390	540					
8	400	560					
9	410	580					
10	420	590					
11	430	595					
12	440	600					
13	450	600					
14	460	605					
15	470	605					
16	480	610					
17	490	610					
18	500	615					
19	510	615					
20	520	620					
21	530	620					
22	540	625					
23	550	625					
24	560	630					
25	570	635					
26	575	640					
27	580	645					
28	585	650					
29	590	655					
30	595	660					
31	610	700	+20; - 20	10	14	1,2,3,5,6,7,8,10,11,12	1,2,3,5,6,7,8,9,10,11,12,14,15,16

32	620	725				1,2,4,5,6,7,8, 9,11,12	1,2,3,4,6,7,8,9,10 ,11,13,14,15,16
33	630	745					
34	640	750					
35	650	770					
36	660	785					
37	670	800					
38	680	815					
39	690	825					
40	700	840					
41	750	860	+30; - 30	12	16	Включены все горелки	Включены все горелки
42	780	880					
43	800	900					
44	820	920					
45	840	940					
46	860	950					
47	880	960					
48	900	970					
49	910	980					
50	920	980					
51	925	990					
52	930	990					
53	935	995					
54	940	995					
55	940	1000					
56	945	1000					
57	950	1000					
58	955	1000					
59	960	1000					
60	965	1000					
61	970	1000					
62	975	1000					
63	980	1000					
64	985	1000					
65	990	1000					
66	990	1000					
67	990	1000					
68	990	1000					
69	990	1000					
70	990	1000					
71	990	1000					
72	990	1000					

Пуск электролизёров после капитального ремонта и газоплазменного обжига

Пуск электролизёра необходимо производить сразу после окончания обжига, не допуская перерыва, при этом время между отключением горелок и подключением электролизёра в электрическую цепь не должно превышать 1 часа.

При достижении конечных температур нагрева по графику обжига допускается снижение продолжительности обжига, но не более чем на 3 часа.

Целью пуска является подключение электролизёра в электрическую цепь, создание условий для начала процесса электролиза.

В качестве пусковых материалов применяются:

криолит технический ГОСТ 10561-80; сода кальцинированная техническая ГОСТ 5100-85 первого сорта; фтористый натрий технический ТУ 113-08-586-86 первого сорта; криолит флотационной марки ВФК и регенерационный марки ВРК, ТУ 2157-99-021-98; кусковой оборотный электролит; концентрат плавикового шпата (фтористый кальций) марки ФФ95А ГОСТ 29219-91.

Расход сырья на пуск электролизёров должен соответствовать утверждённым нормам.

Наплавление электролита для пусковых электролизёров производится в ваннах-матках за счёт сырья, предназначенного для пуска. Ваннами-матками назначаются электролизёры, не имеющие разрушений футеровки. Запрещается назначать ваннами-матками электролизёры со сроком службы до 3-х мес. Электролит для пуска готовится в количестве 20-22 тонны (10-12 ковшей) для 1 и 2 серий, 24-28 тонн (12-14ковшей) для 3 серии. Для наплавления электролита на ванны-матки загружается свежий криолит, оборот, пушонка, флотационный криолит, при этом поднимается напряжение до 4,5 - 4,7В. При выборе сырья для наплавления электролита учитывается криолитовое отношение электролита данного электролизёра. Периодически пробивается корка электролита до тех пор, пока не проплавится всё сырьё. Из каждой ванны-матки при пуске отбирается электролит в количестве 1- 1,2 тонны (т.е. один ковш с двух ванн). Электролит на ваннах-матках готовится в течение не более 3-х смен.

После демонтажа газовых горелок анод опускается на 10-15 см до подины. Демонтаж газовой установки начинается, когда ковши с электролитом находятся у электролизёра. Не дожидаясь опускания анода в нижнее положение, на подину электролизёра заливается электролит. Предварительно в местах заливки на подину электролизёра загружается кусковой оборотный электролит. Заливка электролита должна производиться в течение 30 - 45 минут двумя ковшами с минимальными промежутками времени. Заливка электролита одним ковшом допускается в исключительных случаях.

После заливки необходимого количества электролита (анод должен иметь контакт с электролитом всей площадью) электролизёр немедленно подключается к электрической цепи. При пуске электролизёра очень важно максимально сократить время между началом заливки электролита и подключением электролизёра в цепь.

Подключение электролизёров с использованием плавких вставок производится при полной токовой нагрузке. При пуске без применения плавкой вставки нагрузка снимается полностью, об этом необходимо заранее предупредить КПП. Снятие нагрузки производится при полном касании анода с залитым электролитом по всему периметру и расшунтировании двух узлов, после чего производится расшунтирование оставшихся узлов. Подъём нагрузки производится сначала до 90 кА, а затем полностью через 1 – 3 минуты, ориентируясь по начальному напряжению электролизёра. Продолжительность нахождения серии без нагрузки не должна превышать 5 – 7 минут.

Пуск электролизёров производится без пусковой вспышки. Сразу после заливки всего электролита на пусковом электролизёре устанавливается напряжение 9,0 – 10,0 В,

поверхность расплава прикрывается слоем глинозёма 3 – 5 см. Анод должен равномерно работать по всему периметру. Важно в этот начальный период не допустить переохлаждения электролита.

После разогрева электролита до 960 – 980°C пробивается корка электролита кругом, оплёскивается боковая поверхность анода и верхняя часть боковой футеровки, промывается анод рейкой, начинается отдача в электролизёр кальцинированной соды. Одновременно ведётся плавное снижение напряжения, которое к концу суток дня пуска доводится до 7,5 – 8,0 В. К этому моменту шахта электролизёра должна быть полной.

Кальцинированная сода по ГОСТ 5100-85 загружается в электролизёр с целью корректировки состава электролита. Использование соды по другому нормативному документу не допускается. По решению зам. начальника цеха по производству разрешается использовать фтористый натрий вместо соды. Сода отдаётся равномерно в течение дня пуска и 1-й смены следующих суток в количестве 1300 кг для 1 – 2 серий и 1600 кг для 3-й серии. Далее корректировка ведётся исходя из результатов анализа электролита с поддержанием криолитового отношения в пределах 2,5 – 2,7 В первые 15 суток после пуска.

Непосредственно после подключения электролизёра в цепь, кальцинированная сода прогревается, не допуская попадания непрогретой соды в расплав. После достижения расплавом требуемой температуры и прогрева соды производится её отдача на поверхность электролита тонким слоем по всей поверхности с соблюдением мер безопасности. Разовая загрузка соды не должна превышать 100 – 150 кг. Следующая порция соды отдаётся после проплавления предыдущей. При перерывах в отдаче соды поверхность электролита прикрывается свежим криолитом или небольшим количеством глинозёма. Необходимо иметь в виду, что при взаимодействии каждых 100 кг соды с электролитом образуется порядка 32 кг глинозёма, поэтому недопустима отдача его излишнего количества.

В процессе переплавки соды систематически производятся замеры температуры расплава, которая должна находиться до заливки металла в пределах 960 – 985°C. В случае отклонения температуры от графика в большую сторону производится отливка электролита и переплавка оборота. Не допускается переохлаждение. Возникновение анодного эффекта до заливки металла является нарушением регламента пуска.

Проведение послепускового периода на электролизёрах, пущенных после капитального ремонта и газоплазменного обжига.

В послепусковой период состояние электролизёра и его технологические параметры должны быть приведены к параметрам Технологической инструкции по производству первичного алюминия (ТИ 48-0107-01-01).

Основная задача послепускового периода – достижение эксплуатационных температур всеми конструктивными узлами катодного устройства электролизёра при наименьшем разрушающем влиянии расплава на футеровку подины и минимальных затратах труда, электроэнергии, сырья.

1-е сутки послепускового периода (сутки, следующие за днём пуска).

В 1-й смене переплавляется сода, плавно снижается напряжение до 7,0 В. Если переплавкой соды, пробивкой корки и снижением напряжения не удаётся удержать температуру в интервале 970 – 985°C, по согласованию с зам. начальника цеха по производству допускается заливка металла (4 – 6 тонн). После заливки металла напряжение снижается до 6,5 В.

Во 2-й смене (через 18 часов после пуска) напряжение снижается до 6,0 В заливкой металла (4 – 6) тонн в зависимости от температуры электролита.

В 3-й смене напряжение снижается до 5,5 В.

2-е сутки послепускового периода.

Напряжение поддерживается на уровне 5,2 – 5,5 В. Продолжается заливка жидкого металла. Температура электролита и уровень зеркала металла поддерживаются в соответствии с заданным регламентом.

В течение пуска и первых двух суток послепускового периода систематически (не реже 1 раза в час) замеряется температура электролита, контролируется работа анода по всему периметру. В случае отклонения температуры от графика в большую сторону (выше 985⁰С) производится отливка электролита и переплавка оборота.

При снижении напряжения до величины, когда возможно автоматическое регулирование, электролизёр подключается на управление АСТУП ТРОЛЛЬ. Старший мастер корпуса выбирает уставку (в пределах, заданных графиком), исходя из замеров температуры электролита, состояния уровня электролита, частоты анодных эффектов за предыдущие сутки, анализа графиков напряжения на мониторе АСУТП.

Металл заливается через каждые 6 – 10 часов после первой заливки до достижения заданных уровней металла. В случае отклонений технологического хода пускового электролизёра от заданных параметров по согласованию с зам. начальника цеха по производству или старшим производственным мастером цеха допускается переплавка твёрдого металла, при этом отдача твёрдого металла производится только после заливки жидкого. Разовая отдача твёрдого металла не должна превышать 1500 кг в смену, но не более 750 кг за каждые 4 часа.

Технологический персонал контролирует правильность снижения рабочего напряжения, температуры и МПР по визуальным признакам (равномерность и качество работы анода, отсутствие «плывунов» электролита, наличие «огней» голубого оттенка), по графикам напряжения на мониторах старших мастеров и систематического инструментального замера температуры. Производится систематический съём угольной пены, продирирование подошвы анода. Критерием нормального технологического режима должно быть возникновение на 2 – 3-и сутки после пуска качественного анодного эффекта (не ниже 25 В), регулярные анодные эффекты на протяжении всего пускового периода с частотой не более 5-ти в сутки.

Уровень электролита на пусковом электролизёре поддерживается в пределах 18-20 см переплавкой вторичного (смешанного), свежего и оборотного криолита. Криолитовое отношение электролита в первые 15 дней выдерживается в пределах 2,5 – 2,7, далее до 2-х месяцев 2,4 – 2,6 и затем до 6-ти месяцев со дня пуска 2,3 – 2,5. После 6-ти месяцев согласно ТИ по производству первичного алюминия (ТИ 48-0107-01-01). Содержание СаF₂ в первый месяц после пуска 6-8%, в течение 2-го месяца приводится к уровню ТИ по производству первичного алюминия. Оптимальный состав электролита создаётся отдачей соответствующего сырья, исходя из анализов лаборатории и замеров степени перегрева электролита, который должен быть в пределах 10 – 25⁰С.

Формирование настывей должно быть закончено через 45 суток после пуска.

Необходимый уровень металла обеспечивается своевременной заливкой и последующей его выливкой.

В пусковых электролизёрах запрещается переплавка невесовых отходов литейного отделения, оборотного сырья («козлы», «пушонка») с капитально ремонтируемых электролизёров.

Пусковой электролизёр должен выйти на выдачу металла марки А6 не позднее, чем через 30 суток после пуска.

Контроль технологических параметров пуска и послепускового периода осуществляется в соответствии с утверждённой схемой контроля.

График напряжения, температуры электролита и уровня металла на пусковых электролизёрах приведён в табл.2:

Таблица 2

Сутки	Смены	Напряжение, В	Температура электролита, °С	Уровень металла, см
День пуска	2	9,0 – 10,0		
	3	7,5 – 8,0(к концу смены)	960 - 985	
1	1	6,5 – 7,0(к концу смены)	960 - 985	
	2	5,8 – 6,3(к концу смены)	960 – 985	5 – 10
	3	5,5 – 5,8	960 – 985	10 – 15
2		5,2 – 5,5	960 – 980	10 – 25
3		5,1 – 5,3	960 – 980	20 – 30
4		4,8 – 5,2	960 – 980	25 – 35
5		4,6 – 5,0	955 – 980	30 – 40
6		4,6 – 4,9	955 – 980	30 – 40
7		4,5 – 4,9	955 – 980	35 – 40
8		4,5 – 4,8	955 – 980	35 – 40
9		4,5 – 4,8	955 – 980	35 – 40
10		4,5 – 4,8	955 – 980	35 – 40
11		4,5 – 4,7	955 – 980	37 – 42
12		4,5 – 4,7	955 – 980	37 – 42
13		4,5 – 4,7	955 – 980	37 – 42
14		4,4 – 4,6	955 – 980	37 - 42
15		4,4 – 4,6	955 – 980	37 – 42
16 – 30		4,3 – 4,5	950 – 975	40 - 45

Порядок выполнения работы

1. Ознакомится с теоретической частью данного методического указания.
2. Описать порядок выполнения операций по подготовке и проведению обжига, пуска, послепускового периода электролизёров с верхним токоподводом.
3. Просмотрите соответствующий раздел мультимедийного пособия.
4. Выполнить тестовые задания на мультимедийном тренажере.
5. Ответить на контрольные вопросы.

Контрольные вопросы

1. Перечислите способы обжига электролизеров.
2. Цель обжига новых серий оснащенных электролизерами СОА.
3. Цель обжига электролизеров с СОА после капитального ремонта.
4. Цель обжига электролизеров СОА.

5. Цель пуска электролизеров.
6. Цель послепускового периода.
7. Подготовка электролита для пуска ванн.

Литература:

1. Технологическая инструкция по обжигу и пуску электролизеров после капитального ремонта : ТИ 48-0107-1-61-2003 : утв. филиалом ВГАЗ-СУАЛ 20.04.03 : введ. в действие с 25.04.03. – Волгоград : [Б. и], 2003. - 15 с.
2. Металлургия алюминия / Ю. В. Борисоглебский [и др.]. – 2-е изд. – Новосибирск : Наука, Сибирская издательская фирма РАН, 2000. - 438 с.
3. Янко, Э. Я. Производство алюминия: пособие для мастеров и рабочих цехов электролиза алюминиевых заводов / Э. Я. Янко. – СПб.: Изд-во СПб. ун-та, 2007. – 304 с.