**Оглавление.**

**Введение** ……………………………………………..…..………………….... 3

1. **1. Основы глинозёмного производства** ………………………. …………. 3

1.1. Щелочные способы производства глинозёма ……………………... 3

1.2. Аппаратурно-технологическое оформление процесса спекания … 4

**2. Особенности тепловой работы печи** …………………………………... 5

2.1. Основные химические реакции процесса спекания ………………. 6

**3. Устройство и работа вращающихся печей** ………………………..….. 7

**4. Расчёт горения топлива** …………………………………………………. 12

**5. Технологический расчёт** ………………………………………………..... 13

5.1. Материальный баланс ……………………………………………….. 13

5.2. Расчёт вращающейся печи ………………………………………….. 16

5.3. Тепловой баланс печи ………………………………………………. 20

**6. Очистка отходящих газов от пыли** ……………………………...………. 22

**Список литературы** ………………………………………………………….. 24

**Спецификация** ………………………………………………………………...25

**Введение.**

Al – один из наиболее распространённых элементов в природе, по содержанию в земной коре он уступает только кислороду и кремнию. (7.45 %).

Впервые металлический алюминий получил датский физик Г. Эрени в 1825 году, восстановив хлористый алюминий амольгамом калия.

Быстрое развитие производства алюминия во всём мире обусловлено весьма ценными свойствами этого металла: малая плотность, высокая электропроводность, пластичность, устойчивость к коррозии.

Важнейшие области применения алюминиевых сплавов – машиностроение, электромеханическая, автомобильная, химическая, металлургическая промышленность, водный и железнодорожный транспорт и т.д. Алюминий заменяет многие ценные металлы, особенно медь на ЛЭП и в производстве разнообразной аппаратуры. В качестве заменителя свинца применяется при производстве защитных оболочек кабелей, тюбиков и др.

Промежуточный продукт при получении алюминия – глинозём.

Из различных алюминиевых руд глинозём можно получить либо щелочным, либо кислотным способами, вследствие наличия у него аморфных свойств. В промышленности на сегодняшний момент применяются только щелочные способы, кислотные и кислотно-щелочные способы находятся на стадии разработки.

Промышленные щелочные способы производства глинозёма из бокситов, нефелинов и алунитов подразделяют на: гидрохимический (способ Байера), способ спекания, комбинированный способ – сочетание способа Байера со способом спекания в последовательном или параллельном варианте.

Выбор способа переработки бокситов определяется следующими факторами: кремневым модулем, содержанием оксида железа III, содержанием вредных примесей: карбонатов, сульфидов, органических веществ, минералогическим составом сырья.

1. **Основы глинозёмного производства.**

Производство алюминия начинается с производства глинозёма. Глинозём – Al2O3 белое кристаллическое вещество. Известен в виде двух модификаций альфа (корунд) и гамма глинозёма. Корунд встречается в горных породах в виде бесцветных кристаллов. Однако чаще всего природный корунд загрязнён магнетитом, гематитом, кварцем и др. Кристаллы альфа Al2O3 окрашены в красный цвет (рубин), в синий (сапфир), являющихся драгоценными минералами. Глинозём гамма модификации в природе не встречается и образуется при обезвоживании гидроокисей в температурном интервале 500 – 900 градусов Цельсия. При нагревании от 900 – 1200 он превращается в альфа Al2O3.

* 1. **Щелочные способы производства глинозёма.**

Способы получения глинозёма, заключающиеся в обработки руды щелочами, связывающими глинозём в растворимый алюминат натрия, наиболее просты и экономичны. Для перевода глинозёма в алюминат натрия руду непосредственно обрабатывают щёлочью (способ Байера), либо спекают с солями щелочных и щелочноземельных металлов, получая твёрдые алюминаты, которые затем выщелачивают водными растворами.

Способ спекания применяется для переработки высококремнистого боксита. Приготовленная шихта из тонко измельчённого боксита, известняка, соды, оборотных продуктов нагревается и спекается при температуре 1100-1300 0С в трубчатых вращающихся печах. Полученный спёк в виде кусков различного размера и определённого минералогического состава обрабатывается оборотными щелочными растворами слабых концентраций или водой для перевода глинозёма и щелочей в алюминатный раствор. После очистки раствора от твёрдых примесей и кремнезёма его разлагают методом карбонизации или декомпозиции для получения в осадке гидроокиси алюминия. Гидроокись алюминия после промывки и фильтрации направляется на кальцинацию при высокой температуре в трубчатых вращающихся печах. После охлаждения глинозём отправляется потребителю.

* 1. **Аппаратурно-технологическое оформление процесса спекания.**

Принципиальная аппаратурно-технологическая схема процесса спекания бокситов

Рис. 1. Аппаратурно-технологическая схема:

1. устройство для подачи шихты;
2. вращающаяся печь;
3. горячая головка печи;
4. топливосжигающие устройство;
5. секционный питатель;
6. пылевой бункер;
7. вентиляторы первичного воздуха;
8. вентилятор горячего воздуха;
9. циклон;
10. нанос для возврата уловленной пыли;
11. отводящий водосборник;
12. водяной коллектор;
13. барабанный холодильник;
14. конвейер для транспортировки спёка;
15. холодная головка печи;
16. батарейный циклон;
17. дымосос;
18. электрофильтр;
19. элеватор возврата грубой пыли;

КВ – компрессорный воздух;

В – вода.

При спекании бокситов в шихте содержится много свободной соды, приводящей к окомкованию материала при сушке, поэтому боксито-содо-известняковая шихта подаётся в печь через пульповую форсунку под большим давлением. Такая подача обеспечивает предварительную подсушку в газовом потоке капелек суспензии, которые подают на поверхность сухого материала и постепенно перемещающейся в зону высоких температур.

1. **Особенности тепловой работы печи.**

При движении шихты в рабочем пространстве печи навстречу горячим газам материал термически обрабатывается и образуется спёк, который поступает далее в холодильник.

Нагрев материала производится продуктами горения топлива, основное требование к которому – низкое содержание серы. С горячего конца печи вдувается технологическая пыль, поступающая через питатель и служащая для регулирования температурного режима в зоне спекания.

Из общего количества пыли 65 % образуется в цепной зоне на участке подсушивания материала, 10 % - в зоне подогрева, 25 – 30 % в зоне кальцинации. В цепной зоне на участке влажного материала 50 % общего количества образовавшейся пыли задерживается. Примерно 25 % пыли, возвращается в горячий конец печи, осаждается в зоне спекания, 40 % в зоне кальцинации и около 30 % в цепной зоне.

Рис. 2. Кривые изменения температуры газов (1) и шихты (2) по длине печи.

В зависимости от температуры горячих топочных газов, нагревающих шихту, и изменений, происходящих в шихте, печь по длине можно разделить на четыре зоны (рис. 2.).

Первая зона – сушки и обезвоживания – в верхней части печи и имеет температуру топочных газов 200 – 1250 0С, шихты – от 20 до 700 0С. В данной зоне удаляется вся влага.

Вторая зона – кальцинации (разложения) – имеет температуру топочных газов 1250 – 1400 0С и шихты от 700 до 1000 0С. В этой зоне происходит полное разложение СаСО3.

Третья зона – спекание – имеет наивысшую температуру газов 1600 – 1650 0С и температуру шихты 1200 – 1250 0С. Здесь завершается процесс спекания и полностью разлагается Na2CO3. Эта зона находится в пределах факела горения топлива.

Четвёртая зона – охлаждения – расположена в самой нижней части печного барабана, за огневым факелом. Здесь температура составляет 1500 – 1550 0С, а у шихты 110 0С. Спёк поступает в холодильник через бункер, и он охлаждается до 60 –70 0С.

Процесс спекания характеризует температура отходящих газов, состав данных газов, движение материалов в печи и внешний вид, получаемого спёка. При нормальной работе температура отходящих газов в борове печи 180 – 200 0С, что обеспечивает правильный режим спекания.

В отходящих газах количество СО и О2 не должно превышать 0.4 – 0.6 %, а СО2 должно быть в пределах 25 – 27 %.

* 1. **Основные химические реакции процесса спекания.**

Спекание – важнейшая операция в технологической схеме сухого щелочного способа. При проведении этой операции необходимо создать такие условия, которые способствовали бы образованию растворимых соединений алюминия, сводили бы к минимуму возможность перехода в раствор кремнезёма, а также исключили бы протекание реакций, вызывающих потери Al2O3 и щёлочи с красным шламом.

В процессе спекания участвуют Al2O3, Na2O, Fe2O3, SiO2, CaO, а также TiO2, и примеси некоторых силикатов. При нагреве до 550 0С происходит обезвоживание гидроокиси алюминия, входящей в состав боксита. При температурах выше 700 0С две параллельные реакции: взаимодействие окиси железа с содой и окиси алюминия с содой. Причём сначала преобладает первая реакция, при повышение же температуры до 900 0С начинается образование алюмината натрия в результате прямого вытеснения окисью алюминия окиси железа из феррита натрия. Образование алюмината завершается при температуре 1150 0С.

При температуре 8000С энергично протекает реакция между кремнезёмом и содой с образованием силиката натрия, который с повышением температуры до 1200 0С взаимодействует с алюминатом натрия, давая алюмосиликат натрия. Однако в присутствии извести большая часть его разлагается.

В температурном интервале 1000 – 11000С при малых количествах соды в шихте оксид алюминия взаимодействует с оксидом кальция, образуя метаалюминат кальция, оксид кальция взаимодействует с оксидом железа (3), что приводит к образованию некоторых количеств феррита кальция.

При температуре 11000С начинается реакция между оксидом кальция и кремнезёмом, в результате которой при дальнейшем нагревании образуется двукальциевый силикат.

Спёк при температуре 12000С, состоит из метаалюмината натрия Na2O\*Al2O3, метаферррита натрия Na2O\*Fe2O3 и двукальциевого силиката 2CaO\*SiO2. Количество соды в шихте должно обеспечивать превращения всех окислов в соответствующие метасоединения. На практике соду вводят в шихту с избытком (около 5 %).

Соотношение компонентов будет следующим:

1 молекула Na2CO3 на 1 молекулу Al2O3;

1молекула Na2CO3 на 1 молекулу Fe2O3;

2 молекулы Na2CO3 на 1 молекулу SiO2;

Шихта, в которой количество соды берётся из расчёта полного связывания глинозёма с окисью железа в алюминат и феррит натрия, называется сиехиометрически насыщенной содо-известковой шихтой. Если количество соды в шихте не обеспечивает полного превращения в алюминат и феррит натрия глинозёма и окиси железа, то это ненасыщенная шихта. Преимущество насыщенной шихты перед не насыщенной – в наиболее полном превращении глинозёма в алюминат натрия, в большем диапазоне спеккообразования (150 – 200 0С) и в получении пористого спёка. Однако при выщелачивании спека, полученного из ненасыщенной шихты, потери щёлочи будут ниже.

Соотношение в спеке основных составляющих определяется составом применяемого боксита и колеблется в следующих пределах:

50 – 60 % Na2O\*Al2O3;

15 – 20 % Na2O\*Fe2O3;

25 –30 % 2CaO\*SiO2;

1. **Устройство и работа вращающихся печей.**

Основной элемент вращающейся печи – металлический барабан. Он сваривается из листового железа толщиной 20 – 30 мм. Как правило, диаметр печи по всей длине одинаков, но в некоторых для изменения скорости движения материала в отдельных зонах при неизменном уклоне диаметр барабана изменяется. Внутри барабан футеруется высокоглинозёмистым или шамотным кирпичом ( толщина футеровки 200 – 300 мм ). Между металлическим кожухом печи и огнеупорной кладкой обычно закладывается тонкий теплоизоляционный слой (10 – 30 мм). Общий вид печи представлен на рисунке (3).

На наружной поверхности барабана закрепляются опорные, стальные бандажи в виде неразрывных колец шириной 400 – 800 мм. Каждый бандаж опирается на ролики, ширина которых на 50 – 110 мм больше ширины бандажа. Опорные ролики установлены на массивных стальных плитах, на железобетонных фундаментах таким образом, что барабан печи имеет небольшой уклон 2 – 3.5 % от его длины. Это обеспечивает перемещение материала внутри печи при вращении барабана. Барабан печи при вращении испытывает напряжение на изгиб между опорами барабана. Их допустимая величина определяет выбор толщины корпуса барабана, диаметр печи, расстояние между опорами, которое может достигать 30 м.

Барабан вращается вокруг своей оси со скоростью 0.6 –2.0 об./мин. При вращении печи барабан «катается» по опорным роликам. Чтобы удержать наклонно расположенную печь от соскальзывания с опорных роликов, их оси устанавливают под небольшим уклоном по отношению к продольной оси печи (от 00 10` до 00 45`). Величина угла разворота опорных роликов зависит от веса печи, угла наклона барабана и его диаметра. Расположение печи в продольном направлении фиксируется автоматически при помощи специальных упорных роликов с гидроприводами, которые сообщают печи возвратно-поступательное движение с двойным ходом на 50 –100 мм за сутки. Эти ролики фиксируют положение печи вдоль её оси и, следовательно, зацепление венцовой шестерни. Для остановки вращения печи служит электромагнитный фрикционный тормоз.

Топливосжигающие устройства устанавливаются в головной части барабана. Головка печи состоит из топочной камеры, устройства для выгрузки материала и уплотнительного устройства, перекрывающего щель между вращающимся барабаном и неподвижной топочной камерой. К головке примыкает устье канала, через который полупродукт при помощи течки пересыпается в холодильник.

Уплотнительные устройства имеют существенное значение для эффективной работы как самой печи, так и холодильника. Это устройство может быть выполнено в виде, входящих, в друг друга лабиринтных колец приваренных к корпусу и к головки печи. Холодный воздух, попадающий в кольцевой канал лабиринтного уплотнения, отсасывается из него вентилятором, что предотвращает попадание воздуха в печь.

Другая конструкция уплотнительного устройства состоит из двух трущихся друг о друга шлифовальных колец, одно из которых устанавливается на печи, а другое прикреплено к головке печи.

Противоположная часть печи состоит из газоотводящей камеры, загрузочного устройства и уплотнения. Материал загружается в печь либо в виде сухой, но чаще всего гранулированной шихты, либо в виде пульпы с содержанием влаги 40 –42 %.

Бокситовая шихта загружается распылением с помощью пульповых форсунок. Из форсунки пульпа выбрасывается через сопло в виде мелких капель. Длина распыления составляет обычно 10 – 12 м. На каждую печь устанавливают три-пять пульповых форсунок. Форсунки закрепляют на специальном металлическом щите, заделанном в кладку газоотводящей камеры, и вдвигают в печь примерно на 0.5 м. Угол их поворота относительно оси печи можно регулировать. Большую часть форсунок помещают в нижней части сечения печи под углом к её оси, для того чтобы увеличить дальность и продолжительность полёта материала, а, следовательно, количество получаемого им тепла. Эффективность теплообмена повышается с увеличением тонкости распыления пульпы, однако, при этом значительно возрастает унос материала из печи, что является одним из недостатков данного способа загрузки. Необходимо постоянно контролировать работу форсунок и периодически их прочищать. Сопла форсунок изготовляются из твёрдых сплавов и по мере износа заменяются.

Для предотвращения пылеобразования при подачи влажной шихты на внутренние стенки барабана монтируется отбойное устройство в виде связки рельсов длинной 10 –12 м, закреплённых цепью при помощи специальных шарниров в холодной части печи. Для того, чтобы улучшить теплоиспользование, в зонах сушки и подогрева устанавливают внутренние теплообменные устройства.

Наиболее эффективными перегребающими теплообменными устройствами являются цепные завесы, которые обычно выполняются из цепей с круглыми звеньями. Применяют два способа занавески цепей: гирляндами (рис. 4а) и свободными концами (рис. 4б).

Рис. 4. Схема подвески цепей гирляндами (а) и свободными концами (б).

Цепная завеса влияет не только на теплообмен, но и на улавливание пыли, стойкость футеровки и образование настылей.

Ячейковые теплообменники (рис.5) выполняются из жаростойких сплавов. Они монтируются из литых полок длиной 250 – 400 мм с направляющими рёбрами, которые способствуют перемешиванию материала. Эти теплообменники при сохранении неизменной производительности печи снижают температуру отходящих газов и удельный расход тепла. Их установка сокращает свободное поперечное сечение печи, что приводит к возрастанию скорости газов и в результате к увеличению уноса материала.

Рис. 5. Схема ячейкового теплообменника.

Вращающиеся печи работают по принципу противотока. Загружаемые в барабан материалы двигаются от газоотводящей головки к топочной, а дымовые газы в обратном направлении.

Производительность вращающейся печи, а также удельный расход тепла в ней зависит не только от её размеров, наклона, скорости вращения, теплообменных устройств и др. конструктивных характеристик, но и от режима работы печи, т.к. при неизменном коэффициенте расхода воздуха он в основном определяется расходом сырья и тепла в единицу времени.

Холодильники ТВП охлаждают бокситовый спёк и подогревают воздух необходимый для горения топлива. Высокое качество спёка достигается при медленном его охлаждении до температур 600 – 700 0С. Дальнейшее охлаждение может производиться с любой скоростью.

В данной схеме используем холодильник кипящего слоя. Он представляет собой камеру прямоугольного поперечного сечения, футерованную внутри шамотным кирпичом (рис. 4). В конструкции предусматривается шамотоотделительная камера, находящаяся под загрузочной шахтой. В шамотоотделителе при подаче воздуха через равномерно расположенные по сечению аэрирующие трубки происходит очистка глинозёма от огнеупорного боя, крошки и прочих продуктов истирания шамотного кирпича. Это позволяет повысить качество глинозёма. Холодильник имеет несколько самостоятельных воздушных камер. Специальная конструкция воздухораспределительной решетки обеспечивает равномерное распределение воздуха в воздухораспределительных камерах, компенсацию температурных расширений и исключает просыпание глинозёма в воздушные камеры.

Конструкция холодильника обеспечивает нагрев воздуха, поступающего в печь на горение топлива, до 600 0С, в результате чего снижается удельный расход топлива на 15 – 18 %; охлаждение температуры 80 – 100 0С; отделение крупнозернистых механических включений из охлаждаемого глинозёма; повышение производительности действующих печей на 12 – 15 % (при замене холодильников барабанного типа); возможность создания холодильников различных габаритов.

Конструкция холодильника позволяет собрать его непосредственно на месте установки и эксплуатировать агрегат вне производственных помещений в любых климатических условиях.

Рис. 6. Холодильник кипящего слоя.

1. – подина, имеющая колпачки для подачи воздуха в холодильник;
2. – отверстие для подачи холодного воздуха;
3. – шамотоотделитель;
4. – вертикальная шахта для загрузки глинозёма;
5. – футеровка;
6. – камера холодильника;
7. – перегородки;
8. – водоохлаждаемые змеевики.
9. **Расчёт горения топлива.**

Исходные данные для расчёта горения топлива представлены в табл. 1.

Таблица 1.

Состав мазута, %

|  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| CP | HP | OP | NP | SP | AP | WP | GH2O |
| 85.5 | 10.3 | 0.2 | 0.4 | 0.5 | 0.2 | 2.9 | 13.2 |

Принимаем коэффициент расхода воздуха 1.2, а величина химического недожога 2 % при влажности мазута 13.2 %.

Расход кислорода на горение топлива:

V0= 0.01[ 1.865\*Cp +5.6\*Hp + 0.7(Sp +Op)] = 0.01[159.63 + 57.68 + 0.21] = 2.175 м3/кг

Теоретический расход воздуха на горение:

L0 = (1+K)\*V0 = 4.76 \* 2.175 = 10.353 м3/кг

Действительный расход воздуха на горение:

Lальфа = 1.2 \* L0 = 12.424 м3/кг

Объемы отдельных составляющих продуктов сгорания:

VH2O = 0.01\*[ 11.2\*Hp + 1.244\*Wp] = 0.01[ 115.36 +1.244 \* 2.9 ] =1.19 м3/кг

VRO2 = 0.01\*[ 1.867\*Cp + 0.7\*Sp ]= 0.01 [ 159.63 + 0.35 ] = 1.6 м3/кг

VN2 = 0.01\*[ 0.8\*Np +(K\*V0)/ 0.01) = 0.01[ 0.32 + 817.8 ] = 8.18 м3/кг

Voизб = (1.2 – 1)\* V0 = 0.435 м3/кг

Vальфа = 1.6 +8.18 + 0.435 + 1.19 = 11.405 м3/кг

Состав продуктов сгорания, %

VRO2 = 14.03; VN2 = 71.72; VO2 = 3.81; VH2O =10.43.

Теплота сгорания топлива:

QHp = 340 \* Cp + 1030\* Hp – 109\*(Op + Sp) – 25\* Wp = 29070 + 10609 + 32.7 – 72.5 = = 39639.2 КДж/кг

Химическая энтальпия продуктов сгорания с учётом химического недожога:

Ix = (1 – 0.02)\*QHp/Vальфа = 3406.1 Кдж/кг

Содержание воздуха в продуктах сгорания, %:

Vl = 100\* (Lальфа – L0)/Vальфв = 100\* (12.424 – 10.353)/ 11.405 = 18.16 %

По «i – t» диаграмме вычисляем теоретическую температуру горения мазута. Температура равна **2000 0С.**

Действительная температура при пирометрическом коэффициенте 0.8 равна **1600 0С**.

1. **Технологический расчёт.**
   1. **Материальный баланс**.

Исходные данные для расчёта материального баланса представлены в табл. 2. , табл.3.

Таблица 2.

Состав боксита, %.

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Al2O3 | Fe2O3 | SiO2 | S | CaO | TiO2 | ППП | CO2 | прочие | H2O |
| 49.58 | 20.59 | 9.31 | 0.83 | 4.14 | 2.05 | 10.41 | 2.4 | 0.69 | 4.1 |

Таблица 3.

Состав известняка, %.

|  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- |
| CaO | SiO2 | ППП | прочие | H2O |
| 44.4 | 1.6 | 40.9 | 13.1 | 5.1 |

5.1.1. Содержание Na2CO3 соде 95 %.

Содержание Al2O3 в товарном глинозёме 98.8 %

Товарный выход глинозёма из боксита 80 %

Шихта спекания стехиометрически насыщена. Молекулярное соотношение в спёке при этом должно иметь следующее значения:

Na2O/(Al2O3 + Fe2O3) = 1; CaO/SiO2 = 2.

5.1.2. Потери Al2O3 и Na2O на 1 т глинозёма составляют соответственно 246.6 и 105.6 кг.

5.1.3. Оборотный раствор содержит, г/л:

Al2O3 – 14; Na2Oy – 241; Na2Ok – 49; CO2 – 171.

Кроме того в его состав входит 210 г/л белого шлама, содержащего Al2O3 – 6.4 г/л; Na2O – 3.9 г/л; SiO2 – 7.6 г/л; H2Oсвяз – 2.2 г/л.

**Расчёт.**

1. Расход боксита на 1 т Al2O3:

988\*100/49.58\*0.8 = 2490.9 кг (сухого),

где 988 – Содержание Al2O3 в товарном глинозёме, кг;

49.58 – содержание Al2O3 в боксите, %;

0.8 – товарный выход глинозёма из боксита.

1. Содержание компонентов боксита, кг:

Al2O3 = 2491 \* 0.4958 = 1235

Fe2O3 = 2491 \* 0.2059 = 512.9

SiO2 = 2491 \* 0.0931 = 231.9

CaO = 2491 \* 0.0414 = 103.1

CO2 = 2491 \* 0.024 = 59.8

TiO2 = 2491 \* 0.0205 = 51.07

S = 2491 \* 0.0083 = 20.68

ППП = 2491 \* 0.1042 = 259.56

Прочие = 2491 \* 0.0069 = 17.18

H2O = 2491\*4.1/ 95.9 = 106.5

Итого: 2597.5 кг (влажного)

1. Количество оборотного раствора.

Определяется из выражения щелочного модуля:

Na2O/( Al2O3 + Fe2O3) = 1; Na2O = 105.6 + v\*(241 + 49 + 3.9) – 8,

где 105.6 – потери оксида натрия во всей технологической цепи, кг;

241, 49, 3.9 – содержание Na2Oy, Na2Ok, Na2O соответственно в оборотном растворе и белом шламе, кг/м3;

8 – потери Na2O на переделе спекания, кг;

Fe2O3 = 513.4 кг в боксите.

Al2O3 = 1235 + v\*(14 + 6.4) – 10,

где 1235 – содержание оксида алюминия в боксите, кг;

v – объём оборотного раствора, м3;

14 и 6.4 – содержание оксида алюминия в оборотном растворе и в белом шламе, кг/м3;

10 – потери на переделе спекания, кг.

v= 13805809.6/4594080 = 3.005 м3.

1. Содержание компонентов в растворе, кг:

Al2O3 = 3.005 \* 14 = 42.07

Na2O =3.005\* (241 +49) = 871.45

CO2 = 3.005 \* 171 = 513.86

1. Общее количество оборотного раствора:

3.005 \* 1.35\* 1000 = 4056.75 кг,

где 1.35 – плотность оборотного раствора, г/см3.

1. Содержание компонентов в белом шламе, кг:

Al2O3 = 3.005\* 6.4 = 19.23

Na2O = 3.005\* 3.9 = 11.72

SiO2 = 3.005 \* 7.6 = 22.84

H2Oсвяз =3.005\* 2.2 = 6.6

1. Количество влаги в оборотном растворе:

4056.75 – 42.07 –871.45 – 513.86 – 19.23 – 11.72 – 22. 84 – 6.6 = 2568.98 кг.

1. Расход соды (95 % Na2CO3)

105.6\* 106/(62\* 0.95),

где 106 и 62 – молекулярная масса Na2O и Na2CO3 соответственно.

1. Необходимый расход известняка X, определяем из уравнения кальциевого модуля.

CaO/SiO2 =2; (0.446\*X + 103.1)\*60/[56\* (231.9+0.017\*X + 22.84)] = 2; X = 898.97 кг, где 60 и 56 молекулярные массы оксида кальция и кремнезёма соответственно.

1. Содержание компонентов в известняке, кг:

СaO =898.97 \* 0.444 = 399.14

SiO2 = 898.97 \* 0.016 = 14.38

ППП = 898.97 \* 0.409 = 367. 68

Прочие = 898.97 \* 0.131 = 117.77

Н2О = 898.97 \* 0.051 = 45.85

Итого: 944.82 кг.

Полученные результаты систематизируют в таб. 4.

Таблица 4.

Материальный баланс процесса спекания, кг.

|  |  |  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| Компон. | Приход | | | | | | Расход | | |
| Боксит | Сода | Известняк | Оборот. Раствор | Белый шлам | Итого | Спёк | Потери | Итого |
| Al2O3 | 1235 | ---- | ---- | 42.07 | 19.23 | 1296.3 | 1286.3 | 10 | 1296.3 |
| Na2O | ---- | 105.6 | ---- | 871.45 | 11.72 | 988.77 | 982.77 | 8 | 988.77 |
| Fe2O3 | 512.9 | ---- | ---- | ---- | ---- | 512.9 | 512.9 | ---- | 512.9 |
| CaO | 103.1 | ---- | 399.14 | ---- | ---- | 502.24 | 502.24 | ---- | 502.24 |
| SiO2 | 231.9 | ---- | 14.38 | ---- | 22.84 | 269.12 | 269.12 | ---- | 269.12 |
| CO2 | 59.8 | 75.0 | 367.68 | 513.86 | ---- | 1016.34 | ---- | 1016.34 | 1016.34 |
| H2OСВЯЗ | 259.7 | ---- | ---- | ---- | 6.6 | 266.3 | ---- | 266.3 | 266.3 |
| Прочие | 17.2 | 9.4 | 117.77 | ---- | ---- | 144.37 | 144.37 | ---- | 144.37 |
| H2O | 106.5 | ---- | 45.85 | 2568.98 | ---- | 2721.33 | ---- | 2721.33 | 2721.33 |
| TiO2 | 51.1 | ---- | ---- | ---- | ---- | 51.1 | 51.1 | ---- | 51.1 |
| S | 20.7 | ---- | ---- | ---- | --- | 20.7 | ---- | 20.7 | 20.7 |
| Итого | 2597.9 | 190 | 944.82 | 3996.34 | 60.39 | 7789.47 | 3746.8 | 4042.67 | 7789.47 |

* 1. **Расчёт вращающейся печи.**

Производительность печи по спёку G = 24.8 т/час.

Минералогический состав сухого боксита, %.

Гиббсит гидраргиллит ………...56

Корунд ………………………….5

Каолинит ………………………20

Прочих минералов …………….19

Итого 100

При этом содержание Al2O3 в

* корунде – 100 %
* гиббсите – 64.5 %

Содержание кремнезёма в каолините 46.4 %.

Влажность природного боксита 4.1 %

Воздух подогревается до 300 0С.

Коэффициент расхода воздуха 1.2.

**Расчёт печи проведём поэтапно.**

1. Рассчитаем количество гиббсита и каолинита нужного для получения 1 т глинозёма при влажности боксита 4.1 %.

(итого боксит – Н2О боксит)\* 0.56 = XAl(OH)3 , X = 1395.18 кг.

Каолинита 498.28 кг.

1. Производительность по глинозёму составляет:

Gсп = G/mсп = 24.8/ 3.747 = 6.62 т/час,

mсп = 3.747 – расход спека (табл. 4).

1. Время пребывания шихты в печи.

t = 1/Gсп = 0.15 ч.

1. Объём газообразных продуктов горения топлива.

Vд = q\* (Vальфа / QHp)\* mсп = (5860\* 11.405\* 3747).39639.2 = 6317.6 м3,

где q – удельный расход тепла на 1 кг спека = 5860 КДж/кг.

1. Общее количество отходящих газов.

Vсумма = Vд+VH2O+VCO2 , Vсумма = 6317.6+2987.63/ 0.804 + 1016.34/1.97 = 10033.6 м3,

где 0.804 и 1.97 – плотность водяного пара и двуокиси углерода.

1. Секундный расход отходящих газов при нормальных условиях.

V0 = Vсумма/(3600\*t) = 18.58 м3/с, а при средней температуре:

tср = (1600 + 200)/2 = 900 0C

Vt = V0\*(1 + tср/273) = 18.58\* (1 + 900/ 273) = 80 м3/с.

1. Диаметр печи.

Д=1.13\* (Vt/w0)1/2 =1.13\* (80/ 6.5)1/2 = 3.94 м.,

w0  - скорость движения газов 4 – 8 м/с, принимаем 6.5 м/с.

При двухслойной футеровке, состоящей из высокоглинозёмистого кирпича размером 250 мм и слоя изоляции 30 мм, а также толщине стенки кожуха 20 мм наружный диаметр будет равен:

Дн = 3.94 + 2\* 0.25 + 2\* 0.03 + 2\* 0.02 = 4.54 м.

1. Расчёт длины печи.

L = L(исп.) + L(под) + L(кальц.) +L(спек.) + L(охл.).

* 1. Длина зоны испарения.

L(исп) = [Gш\*(W1 – W11)/ w\*F]

Производительность печи по шихте (табл. 4).

Gш =G\*(итого/ кол-во спёк) = 24.8\*(7789.5/3746.8) = 51.56 т/ час.

Исходная влажность шихты.

W1= H2Oпот./ итого = 2987.6 / 7789.5 = 0.38

Конечная влажность шихты.

W11 = 0.

Напряжённость рабочего пространства сушильной зоны – w =0.08т/м3 \* час.

Площадь поперечного сечения рабочего пространства, м2.

F = 3.14 \* R2 = 12.19

L(исп) = (51.56\* 0.38)/(0.08\* 12.19) = 20.1 м.

* 1. Длина зоны подогрева.

L(под.) = Gг\*Qп/[(qл + qк )\* lx + qл1\*lд],

Gш – производительность зоны, т/ час;

Qп – расход тепла на подогрев шихты до 700 0С;

Lx, lд – ширина слоя шихты (хорда) и контактная поверхность (длина дуги);

8.2.1.Теплопотребление Qп рассчитываем по статьям:

Нагрев шихты до 700 0С.

q(700) = С(700)\* mш\* Δt,

mш – масса шихты = итого – mН2О

mш = 7789.5 – 2987.6 = 4801.9 кг,

С(700) – теплоёмкость шихты при 7000 С = 0.96 КДж / кг\* К,

q(700) = 0.96\* 4801.9\* (750 – 150 )= 2765894 КДж.

8.2.2. Затраты тепла на химические реакции протекающие в этой зоне.

В этой зоне протекают реакции (1), (3).

2Al(OH)3 = Al2O3 + 3H2O – 2580 КДж (1);

2580 – тепловой эффект реакции.

Al2O3\*2SiO2\*2H2O = Al2O3\*2SiO2 + 2H2O – 934 КДж (3);

934 – тепловой эффект.

Гидроокись алюминия в количестве 1395.18 кг разлагается полностью. Теплопотребление реакции (1) составит:

q1р = 1395.18\* 2580 = 3599564 КДж.

Каолинит в количестве 498.28 кг разлагается полностью. Теплопотребление реакции (3) составит:

q3р = 498.28\* 934 = 465393.52 КДж.

8.2.3. Нагрев влаги выделившейся при реакциях (1) и (3) при нагреве до 750 0С.

qн = m1p\* (M1pH2O/ M1p)\*(22.4/18)\* CH2O\* (750 – t1p) +

+ m3p\* (M3pH2O/ M3p)\*(22.4/18)\* CH2O\* (750 – t3p);

где m1p и m3p – расход гиббсита и каолинита;

M1pH2O и M3pH2O – молекулярные массы гиббсита и каолинита;

t1p и t3p – температуры соответствующих реакций;

qн = (1395/18\* 54\* 22.4\* 1.57\* 200)/(102\* 18) +

+ (498.28\* 36\* 22.4\* 1.57\* 300)/(258\* 18) = 284546.5 КДж.

Qп = q(700) + q1p + q3p + qн = 7115398.02 КДж.

8.2.4. Определение lx и lд.

Данные величины определяются с помощью отношения Fc/R2 и математической таблицы.

Площадь сегмента Fc =(3.14\* Д2)\*ϕ/4, где ϕ - коэффициент заполнения;

ϕ = 6.8 %.

Fc = (3.14\* 3.942\* 0.068)/4 = 0.83 м2.

Fc/R2 = 0.83\* 4/3.942 = 0.21, отсюда α0 = 82,5 0, lx/R = 1.318;

lx = 1.318\* R = 2.6 м;

lд = 3.14\* Д\*α0/360 = 3.14\* 3.94\* 82.5/360 = 2.84 м.

8.2.5. Расчёт тепловых потоков.

qл = Cгкм\* [(Tг/100)4 – (Tш/100)4], КДж/(м2\* час);

qл1 = Cкм\* [(Tг/100)4 – (Tш/100)4], КДж/(м2\* час);

qk = 9\*w0\*(tг – tш), КДж/ (м2\* час); где,

Сгкм = 13.82; Скм = 12.56, КДж/(м2\* час\* К4).

Тг = tг + 273 = (1250 + 750)/2 + 273 = 1273 К;

Тш = tш + 273 = (150 + 700)/2 + 273 = 698 К;

Тк = (Тг + Тш)/2 = (1273 + 698)/2 = 986 К;

w0 – средняя по сечению скорость газов

w0 = V0/(F – Fc) = 18.58/(12.19 – 0.83) = 1.64 м/с;

qл = 13.82\* [(1273/100)4 – (698/100)4] = 330039.7 КДж/м2\*час;

qл1 = 12.56\*[(986/100)4 – (698/100)4] = 88902.8 КДж/м2\*час;

qк = 37.68\* 1.64\* [1000 – 425] = 35533.4 КДж/м2\*час.

L(под) = 6.62\* 7115398/[(330039.7 +35522.4)\*2.6 + 88902.8\* 2.84] = 39.16 м.

* 1. Длина зоны кальцинации (рассчитывается так же, как зона подогрева).

8.3.1. Затраты тепла на нагрев материалов (спека).

Спек нагреваем в интервале температур от 700 до 1000 0С.

Сспека = 0.88 КДж/кг\* К, 3747 – количество спека, кг;

q1000 = 0.88\* 3747\*(1000 – 700) = 989208 Кдж;

8.3.2. Затраты тепла на химические реакции.

Na2CO3 + Al2O3 = Na2O\*Al2O3 + CO2 – 791 КДж; (4)

Na2CO3 + Fe2O3 = Na2O\*Fe2O3 + CO2 – 647 КДж; (5)

CaCO3 = СaO +CO2 – 1780 КДж; (8)

Сода взаимодействует с 1286.3 Al2O3 (4) при этом связывается Na2O в количестве,

1286\* 62/102 = 781.87 кг, где

62 и 102 – молекулярные веса Na2O и Al2O3 соответственно.

В результате получилось 2068.169 кг Na2O\*Al2O3.

Теплопотребление реакции (4) равно:

q4p = 2068.169\* 791 = 1635921.7 КДж.

Сода взаимодействует с 512.9 Fe2O3 (5) при этом связывается Na2O в количестве,

519.9\* 62/160 = 198.75 кг,

где 62 и 160 – молекулярные веса Na2O и Fe2O3 соответственно.

В результате получилось 711.65 кг Na2O\*Fe2O3.

Теплопотребление реакции (5) равно:

q5p = 711.65\* 647 = 46043.6 КДж.

По реакции (8) получаем 399.14 CaO, тогда теплопотребление равно;

q8p = 399.14\* 1780 = 710496.2 КДж.

Проверка по материальному балансу Табл.4.

В реакциях (4) и (5) количество Na2O равно:

198.75 + 781.87 = 980.62 кг.

По таблице 4 количество Na2O равно 980.77 кг.

Отклонение составляет 0.015 % - это значит, что другие реакции протекать не будут.

8.3.3. Затраты тепла на нагрев газов.

Нагреваем CO2 от температуры разложения до 1250 0С;

Температура разложения известняка 910 0С;

Масса CO2, выделившегося по реакции (8), равна 367.68 кг;

Теплоёмкость CO2 равна 1.31 КДж/кг\* К.

qг = 1.31\* 367.68\* (1250 – 910) = 163764.7 КДж.

Общее теплопотребление данной зоны равно:

Qк = q1000 + q4p + q5p + q8p + qг

Qk = 989208 + 1635921.7 + 460437.6 + 710469.2 + 163764.7 = 3959801.2 КДж.

8.3.4. Определяем длину хорды и дуги.

Площадь сегмента Fc = 3.14\* 3.942\* 0.059/4 = 0.719 м2, где

ϕ = 5.9 %.

Fc/R2 = 0.719/1.972 = 0.1853; α = 77.5 0.

lx = 2\* 1.97\* sin(77.50/2) = 2.466 м.

lд = 3.14\* 3.94\* 77.5/360 = 2.665 м.

Сгкм = 14.24 КДж/м2\* час\* К4; Скм = 12.56 КДж/м2\* час\* К4;

Тг = tг + 273 = (1400 + 1250)/2 + 273 = 1598 К;

Тш = (700 + 1000)/2 + 273 = 1123 К;

Тк =(1598 + 1123)/2 +273 = 1360 К;

Средняя скорость движения газов:

w0 = 18.58/(12.19 –0.719) = 1.62 м/с.

Тепловые потоки равны:

qл = 14.24\* [(1598/100)4 – (1123/100)4] = 702095.66 КДж/м2\* час;

qл1 = 12.56\* [(1360/100)4 – (1123/100)4] = 229920.07 КДж/м2\* час;

qк = 37.68\* 1.62\* (1325 – 850) = 28995.68 КДж/м2\* час.

Длина зоны кальцинации равна:

L(кальц.) = 6.62\*3959801.2/[(702095.66+6925.5)\*2.466+229920.07\* 2.665] = 11.10 м.

* 1. Протяженность зон спекания и охлаждения.

L = Wм\* t,

где Wм – скорость движения материала, м/час;

t – необходимое время пребывания в печи.

Принимаем tcпекания = 0.4 час; tохл = 0.25 час.

Wм = 1.88\* Д\*i\*n/Sin(β), где

i – осевой наклон i = 2.0 – 3.0 %. Принимаем 2.5 %;

n – частота вращения печи n = 0.75 – 1.5 об/мин. Принимаем n = 1 об/мин;

β - угол естественного наклона. Sin(β) = 0.75 – 0.85 для спекания;

Sin(β) = 0.7 – 0.75 для охлаждения.

Wмсп = 1.88\* 3.94\* 2.5\* 1.0/0.8 = 23.15 м/час;

Wмох = 1.88\* 3.94\* 2.5\* 1.0/0.72 = 25.719 м/час.

L(спек) = 0.4\* 23.1475 = 9.26 м.

L(охл) = 0.25\* 25.719 = 6.43 м.

Общая длина печи.

L = 20.1 + 39.16 + 11.1 + 9.26 + 6.43 = 86.05, примем 86 м.

**5.3. Тепловой баланс печи.**

Статьи прихода тепла.

1.Тепло от сгорания топлива.

Qx = B\* Qнр = В\* 39639.2 КВт.

2. Физическое тепло воздуха нагретого до 300 0С.

Qв = Lα\* Cв\* tв\*B = 12.424\* 1.315\* 300\* В = 4901.268\* В.

где, Св – средняя теплоёмкость воздуха в интервале температур 0 – 4000 С.

3. Физическое тепло шихты.

Qш = Сш\* tш\* mш,

где mш – масса шихты в кг на 1 т готового продукта;

Сш – средняя теплоёмкость шихты, КДж/кг\* К;

tш - температура шихты = 500 С;

Qш = 0.96\* 50\* 7789.47 = 373894.56 КВт.

4. Тепло экзотермической реакции, протекающей в зоне спекания.

2\*CaO + SiO2 = 2CaO\*SiO2 + 676.2 КДж/ моль.

Взаимодействует 269.12 кг SiO2 и 502.24 СaO получается 771.36 2СaO\*SiO2 и при этом выделяется тепло в размере;

Qэкз = mp\* qp = 771.36\* 676.2 = 521593.6 КВт.

Статьи расхода тепла.

1. Тепло уносимое спеком и пылью.

Qсп = 1000\* Сш\* tш; Qп = mп\* Сп\*tш, где

1000 – 1т готового продукта;

mп – выход пыли (20 % от общего), кг/т;

Сп, Сш – теплоёмкости продукта и пыли, КДж/кг\*0С;

tш – температура продукта и пыли, 0С;

Qсп = 1000\* 3746.8\* 0.879 = 3297184 КВт.

Qп = 0.2\* 7789.47\* 200\* 0.88 = 274189.3 КВт.

1. Тепло, расходуемое на испарение гидроскопической влаги.

Qисп = 2256.7\* mвл = 2256.7\* 2721.33 = 6141185.135 КВт.

1. Тепло эндотермических реакций.

Qэнд = q1p + q3p + q4p + q5p + q8p;

Qэнд = 3599564 + 465393.52 + 1635921.7 + 460437.6 + 710469.2 = 6871786.02 КВт.

1. Тепло, уносимое отходящими газами.

Qг = Vсумм\* Сг\* Tг, где

Vсумм – суммарный объём газов, м3/т;

Сг – средняя теплоёмкость газов равная 1.424 КДж/м3\*град;

Тг – температура газов Тг = 200 0С.

Qг = (11.405\* В+1016.34 + 2987.63)\* 200\* 1.424 = 3248.144\* В + 1140330.656 КВт.

1. Потери в окружающую среду.

Qпот = [α\*(tст – tокр)\*Fп]/Gг, где

α = 50.24 – 67 КДж/м2\*час\*град;

Fп – площадь наружной поверхности;

tcт – температура наружной стенки 150 – 170 0С;

Gг – производительность по глинозёму, т/час;

Qпот = [58.6152\* (160 – 20)\* 3.14\* 4.54\* 86]/6.62 = 1520493.17 КВт.

Составим уравнение теплового баланса.

Сумма Qприх = Сумма Qрасх;

|  |  |
| --- | --- |
| Qприх | Qрасх |
| 39639.2\* В | 3248.144\* В |
| 4901.268\* В | 1140330.656 |
| 373894.56 | 6871786.02 |
| 521593.6 | 6141185.135 |
|  | 3297184 |
|  | 274189.3 |
|  | 1520493.17 |

41292.324\* В = 18349680.12; В = 444.38 м3/т.

Часовой расход топлива.

Вt = В\*Gг = 444.38\* 6.62 = 2941.8 м3/час.

Расход условного топлива.

b = Bt\* Qнр/29307.6\*G = 2941.8\* 39639.2/(29307.6\* 24.8) = 160.44 кг усл. топл./т.

Таблица 5.

Тепловой баланс.

|  |  |  |  |  |  |  |  |
| --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- | --- |
| № | Приход | КДж/т | % | № | Расход | КДж/т | % |
| 1. | Qx | 17614867.7 | 85.14 | 1. | Qсп | 3297184 | 15.94 |
| 2. | Qв | 2178025.47 | 10.53 | 2. | Qп | 274189.3 | 1.33 |
| 3. | Qш | 373894.56 | 1.81 | 3. | Qисп | 6141185.135 | 29.68 |
| 4. | Qэкз | 521593.6 | 2.52 | 4. | Qэнд | 6871786.02 | 33.22 |
|  |  |  |  | 5. | Qг | 2583740.89 | 12.49 |
|  |  |  |  | 6. | Qпот | 1520493.17 | 7.35 |
|  |  |  |  |  | Невязка | 197.185 | 0 |
|  | Итого | 20688381.33 | 100 |  | Итого | 20688578.52 | 100 |

Коэффициент полезного действия печи.

КПД = (Qсп + Qэнд)/Qприх = (3297184 +6871786.02)/20688381.33 = 49.15 %.

**6. Очистка отходящих газов от пыли.**

Работа вращающихся печей сопровождается значительным пылеобразованием, связанным с уносом мелких частиц шихты из печи встречным потоком газов. По химическому составу пыль приближается к составу исходной шихты, перерабатываемой в печи.

Обеспыливание печных газов необходимо не только для создания санитарно-гигиенических условий и чистоты окружающей атмосферы, но и для возврата уловленной пыли в производство. Поэтому правильный выбор схемы пылеулавливания, типа и размеров отдельных агрегатов имеет важное значение. Эффективность работы пылеулавливающих аппаратов оценивается величиной коэффициента очистки, который определяется как отношение количества уловленной пыли в пылеосадителе к количеству поступившей к нему пыли.

Схема очистки газов, образующихся при производстве глинозёма в печах спекания, представлена на рисунке 7. Предварительная очистка осуществляется, как правило, в циклоне. Запыленные газы входят в цилиндрическую часть циклона, имеющую диаметр 3 – 4 м, по касательной к его внутренней поверхности. Под действием сил инерции пылинки выпадают из вращающегося потока, накапливаются в нижней части циклона, откуда периодически выгружаются через герметичный затвор. Степень улавливания крупной пыли достигает 70 – 85 %. На некоторых печах спекания вместо циклона в качестве первой ступени очистки используют батарейный циклон.

После циклона газы направляют в горизонтальный электрофильтр. При скорости газа в активной зоне электрофильтра 0.8 – 0.9 м/с коэффициенты очистки составляют 89 – 99 %, а концентрация пыли в очищенном газе находится в пределах 1 – 2 г/м3.

Для дальнейшего снижения запылённости и улавливания газообразных компонентов после электрофильтра устанавливается скруббер, орошаемый водой или слабощелочными растворами. Скрубберная пульпа направляется в отделение приготовления шихты и вместе с ней возвращается на спекание. Суммарный коэффициент очистки всей системы составляет 99.8 %. Содержание пыли в уходящих газах не превышает 0.2 г/м3.

4.

3.

2.

1.

Газы

…

Рис. 7. Схема очистки газов для печей спекания.

1 – циклон; 2 – сухой электрофильтр; 3 – полый скруббер; 4 – дымовая труба.

**Список литературы.**

1. Гущин С.Н., Корюков В.Н., Сучков В.Д. «Вращающиеся печи глинозёмных цехов»: Учебное пособие: Свердловск: УПИ, 1979. 64 с.
2. Самарянова Л.Б., Лайнер А.И. «Технологические расчёты в производстве глинозёма»:М.: Металлургия, 1981. 280 с.
3. Гущин С.Н., Майзель С.Г., Матюхин В.И., Гольцев В.А., «Теплотехнические расчёты печей глинозёмного роизводства»: Учебное пособие для вузов: Екатеринбург: УГТУ,2000. 230 с.
4. Ходоров Е.И., Шморгуненко Н.С., « Техника спекания шихт глинозёмной промышленности»:М: Металлургия, 1978. 320 с.
5. Филимонов Ю.П., Громова Н.С., «Топливо и печи»: М: Металлургия, 1987. 320 с.