Федеральное государственное автономное
образовательное учреждение
высшего образования
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»
Политехнический институт
институт
«Электротехнология и электротехника»
кафедра

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой

_____ В.Н. Тимофеев
подпись инициалы, фамилия

« _____» _____ 20 ___ г.

БАКАЛАВРСКАЯ РАБОТА

13.03.02.11
Электроэнергетика и электротехника

Индукционный вакуумный миксер ИАКМВ-20

Руководители _____ д.т.н., профессор В.Н.Тимофеев
подпись, дата ученая степень, должность инициалы, фамилия

_____ к.т.н., доцент Н.В. Сергеев
подпись, дата ученая степень, должность инициалы, фамилия

Выпускники _____ ФЭ 12-07Б, 071205328 Н.Н. Атылин
подпись, дата номер группы, зачетной книжки инициалы, фамилия

_____ ФЭ 12-07Б, 071205165 Д.Е. Шевченко
подпись, дата номер группы, зачетной книжки инициалы, фамилия

_____ ФЭ 12-07Б, 051201411 А.В. Янович
подпись, дата номер группы, зачетной книжки инициалы, фамилия

Нормоконтролер _____ М.В. Первухин
подпись, дата инициалы, фамилия

Красноярск 2016

Содержание

Введение 3
1 Современное состояние способов и устройств рафинирования алюминиевый расплавов 6
1.1 Способы и устройства для рафинирования расплавов. 6
1.2 Вакуумный метод рафинирования при приготовлении 11
1.3 Типы вакуумного оборудования для рафинирования 15
1.4 Выводы по разделу 15
2 Физико-химические процессы вакуумного рафинирования 16
2.1 Термодинамика процесса рафинирования. 16
2.2 Кинематика процесса рафинирования 22
2.3 Массоперенос при конвективной диффузии в процессе вакуумирования расплава. 26
2.4 Особенности процесса вакуумирования расплава в промышленных .. 29
2.5 Выводы по разделу 32
3 Проектирование и электромагнитный расчет индукционной единицы вакуумного миксера 33
3.1 Исходные данные для проектирования 33
3.2 Определение мощности и геометрических размеров миксера 36
3.3 Расчет индукционной единицы 37
3.4 Параметры индукционной единицы и конденсаторной батареи 42
3.5 Выводы по разделу 47
4 Описание установки приготовления алюминиевых расплавов с вакуумных миксером 48
4.1 Основное и вспомогательное оборудование установки 48
4.2 Принцип действия установки 49
4.3 Выводы по разделу 51
Заключение 52
Список использованных источников 53

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность. Ввиду высокой химической активности алюминия и ряда легирующих элементов промышленная технология плавки и литья алюминиевых сплавов не обеспечивает получения чистых заготовок. В заготовках в том или ином количестве всегда присутствуют неметаллические включения (оксиды, карбиды, нитриды, сульфиды, газ, шлаковые и флюсовые включения и т.д.). Степень загрязнения алюминиевых расплавов указанными включениями определяется чистотой и компактностью исходных шихтовых материалов, а также совершенством технологического процесса и культурой производства.

Роль шихтовых материалов как источника неметаллических включений весьма существенна. Достаточно сказать, что содержание в первичном алюминии оксида алюминия колеблется в пределах 0.002-0.02%, а содержание водорода должно быть в пределах 0.2 см^3/100 г *Ме.* Содержание водорода в чушковом магнии может достигать 20-30 см^3/100 г *Ме.*

Большое количество неметаллических включений вводится в расплав лигатурами и загрязненными (влагой, маслом, продуктами коррозии) и некомпактными отходами. По данным М. Б. Альтмана, при увеличении количества стружки в шихте с 15 до 50% содержание оксида алюминия в сплаве возрастает более чем в два раза.

Весьма существенно на чистоту алюминиевых расплавов влияют условия хранения шихтовых материалов. Так, сплав, выплавленный из чушкового алюминия, хранившегося под снегом, содержит в два раза больше неметаллических включений, чем сплав, приготовленный из алюминия, хранившегося в сухом помещении.

Естественно, что с увеличением загрязненности шихтовых материалов возрастает и загрязненность сплавов. Значительное снижение загрязненности алюминиевых сплавов может быть достигнуто созданием таких условий хранения, которые исключали бы увлажнение и окисление шихты.

В процессе загрузки шихты и перемешивания расплава оксидная пленка, образовавшаяся на поверхности жидкого металла, разрушается и часть её замешивается в расплав. Так как оксидные плены имеют большую удельную поверхность, а по плотности незначительно отличаются от плотности алюминиевых расплавов, всплывание (осаждение) идет медленно. Плены, которые к моменту разливки все ещё остаются в расплаве, попадают в отливку, а также могут быть внесены в расплав в результате его турбулентного движения по литейным желобам. Они могут быть обнаружены при изучении микроструктуры отливок.

Значительно меньшие размеры имеют оксидные включения, образующиеся при взаимодействии алюминия с парами воды или оксидами других металлов. Такие включения всплывают или осаждаются значительно медленнее, чем отделяются оксидные плены, и они увлекаются в слиток,

обнаруживаясь в изломах технологических проб. В зависимости от времени образования и состава оксидные включения имеют различную окраску.

Кроме плен и макроскопических крупных неметаллических включений, неравномерно распределенных в жидком металле, в алюминиевых расплавах всегда присутствуют тонкодисперсные неметаллические включения (взвеси), относительно равномерно распределенные по объему расплава. Взвеси всплывают чрезвычайно медленно, и практически все их количество переходит в отливку, если не применять специальные методы фильтрации, например через пенокерамические фильтры.

Взаимодействие алюминиевых расплавов с парами воды одновременно с образованием оксидов сопровождается насыщением их водородом, которое в значительной мере определяется количеством и природой оксидов алюминия.

Согласно современным представлениям, оксиды алюминия могут присутствовать в расплаве в двух модификациях – α-Al_2O_3 и γ-Al_2O_3; оксид α-Al_2O_3 пассивен по отношению к водороду, поэтому в его присутствии водород будет находиться только в растворенном состоянии. Количество растворенного газа при этом определяется температурой, парциальным давлением водорода и длительностью выдержки расплава и не может превышать равновесной растворимости для данных условий. При охлаждении такого расплава излишек сверх равновесного удаляется в атмосферу диффузией или заполняет усадочные пустоты. В том случае, если расплав содержит активные оксиды α-Al_2O_3, водород в нем находится не только в виде раствора, но и в виде комплексных соединений типа γ-$Al_2O_3 \cdot x$ H. Образование таких комплексов сопровождается уменьшением содержания водорода в растворе, что приводит к дополнительному поглощению его из окружающей атмосферы. Этот процесс протекает до тех пор, пока не установится равновесие, соответствующее полному насыщению истинного раствора. В результате содержание водорода в расплаве будет превышать равновесную растворимость, соответствующую расплаву, не содержащему оксидов γ-Al_2O_3. Распад комплексного соединения во время кристаллизации с небольшими скоростями охлаждения (около 5 град/мин) вызывает интенсивное выделение пузырьков молекулярного водорода, что приводит к газовой пористости отливок.

На прямую связь между количеством оксидных включений и содержанием водорода указывает то, что алюминиевые расплавы, хорошо очищенные от оксидов, приобретают невосприимчивость (иммунитет) к газонасыщению.

Исследования последних лет все с большей очевидностью указывают на то, что из трех видов оксидов, присутствующих в алюминиевых расплавах, крупных плен, включений и тонкодисперсных взвесей, основная роль в образовании комплексов γ-$Al_2O_3 \cdot x$ H принадлежит тонкодисперсным включениям. Так, например, установлено, что очистка расплавов от крупных включений и плен не сопровождается изменением макроструктуры и

газосодержания слитков. Снижение газосодержания наблюдается лишь в тех случаях, когда заметно укрупняется макрозерно отливок (в 1,5 - 2 раза), что обусловлено более тонкой очисткой расплава от взвесей, размеры которых соизмеримы с размерами центров кристаллизации.

Крупные неметаллические включения и плены с локальным характером распределения наиболее вредны, так как в местах нахождения их ослабляется сечение отливки, появляются очаги усиленной коррозии. Эти включения, являясь концентраторами напряжений, способствуют растрескиванию слитков. В деформированных полуфабрикатах крупные неметаллические включения, вытягиваясь в направлении течения металла, служат причиной расслоений, брака по низким механическим свойствам в поперечном направлении и поверхностным дефектам. Однако, как показывают многочисленные исследования, одной из основных причин появления расслоений в штамповках в местах глубокой вытяжки является повышенное содержание водорода в слитке. А так как содержание водорода связано с тонкодисперсными взвесями, то они также нежелательны, как и крупные включения и плены.

Таким образом, реальные расплавы представляют собой сложные неоднородные системы, в которых одновременно присутствуют металлические примеси, нерастворимые включения и растворенный газ. Такие расплавы нельзя использовать для изготовления отливок без предварительной очистки.

В процессе плавки алюминия без должной очистки остаются различного рода примеси и пузырьки водорода, которые пагубно сказываются на качестве выпускаемой продукции в дальнейшем. Процесс рафинирования позволяет удалить вредоносные вещества из расплава.

Таким образом, разработка устройств рафинирования на основе вакуумирования является актуальным.

Цель работы: Разработка электрического вакуумного миксера для приготовления алюминиевых сплавов с индукционной единицей, емкостью 20 тонн.

Для достижения поставленной цели в работе решены **задачи**:

1. Описать причины загрязнения алюминиевых расплавов неметаллическими включениями;
2. Рассмотреть способы и устройства для рафинирования алюминиевых расплавов;
3. Выявить достоинства и недостатки вакуумного метода рафинирования;
4. Рассмотреть типы вакуумного оборудования для рафинирования алюминиевый расплавов;
5. Описать физико-химические процесс вакуумного рафинирования алюминиевых расплавов.

1 Современное состояние способов и устройств рафинирования алюминиевых расплавов

1.1 Способы и устройства для рафинирования расплавов

Рафинирование металлов - это технологический процесс, направленный на получение очищенного продукта в металлургической промышленности. По технологическим признакам процессы рафинирования можно разделить на три основные группы [1]:

1) Поверхностное рафинирование;
2) Рафинирование в струе;
3) Рафинирование пузырьками.

На практике используются различные способы рафинирования.

Выстаивание расплавов[2]. В практике производства деформируемых сплавов один из методов очистки от неметаллических включений – выстаивание. Ввиду разницы в плотности металла и включений выдержка расплава без перемешивания способствует всплыванию или осаждению включений.

Большая часть неметаллических включений осаждается на дно миксера. Скорость осаждения зависит от газосодержания расплавов: с увеличением газосодержания скорость осаждения уменьшается. Ускорению осаждения способствует обработка расплава флюсами.

Фильтрация расплава [1,2]. Для фильтрации расплавов применяют активные или неактивные фильтрующие материалы. При прохождении металла через активные фильтры задержка твердых включений происходит вследствие адсорбционного взаимодействия этих частиц с фильтром, при фильтрации через неактивные фильтры — за счет механического удержания примесей.

Сетчатые фильтры относятся к разряду неактивных. Чаще всего применяют сетки из бесщелочного алюмоборсиликатного стекла. В сетчатых фильтрах твердые неметаллические включения, размеры которых больше размера ячеек фильтра, задерживаются механически. С уменьшением размера ячеек эффективность очистки увеличивается. Однако через стеклоткань с размерами ячеек меньше 0,5×0,5 мм алюминиевые расплавы не проходят, а применение сеток с более крупной ячейкой не обеспечивает высокой степени очистки. Тем не менее, фильтрация через сетки уменьшает содержание твердых включений в металле по сравнению с исходным в 1,5 - 2 раза.

Преимущество сетчатых фильтров – простота конструкции, возможность установки их на любых участках перелива металла из миксера в кристаллизатор и небольшие затраты, связанные с их изготовлением и использованием.

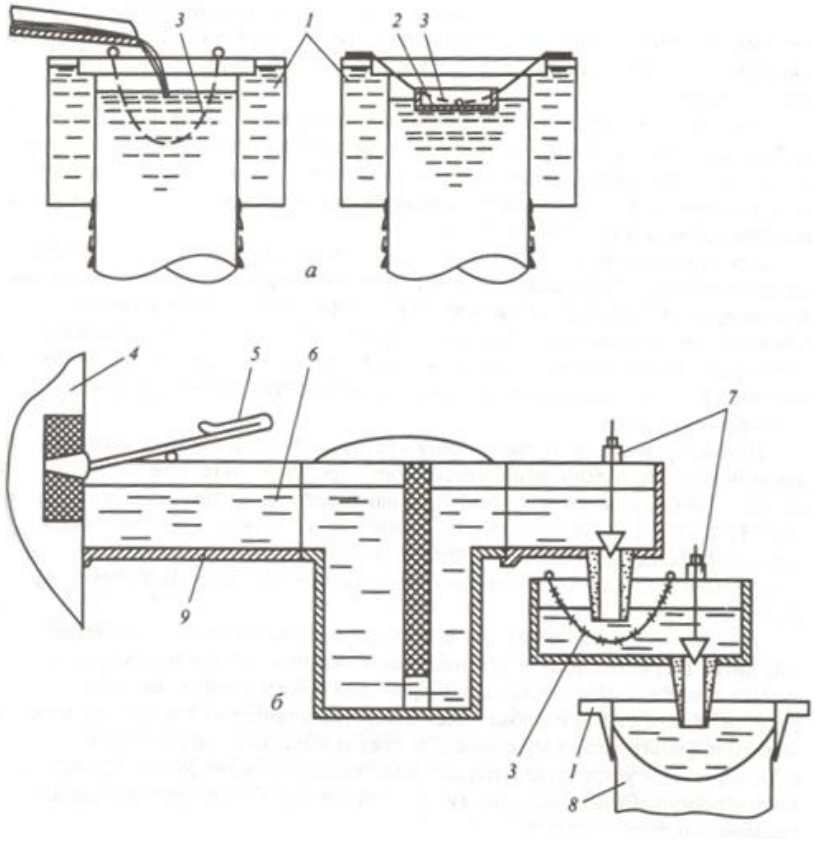


Рисунок 1.1 – Схема расположения фильтра из стеклоткани в кристаллизаторе (а) и вне кристаллизатора (б): 1 – кристаллизатор; 2 – распределительная воронка; 3 – фильтр из стеклоткани; 4 – миксер; 5 – пика; 6 – расплав; 7 – регулировочный стопор; 8 – слиток; 9 – прилеточная коробка

Существенную роль в более тонкой очистке расплавов играют адсорбированные силы, простейшим проявлением которых является смачивание материала фильтра металлом. Установлено, что фильтры из смачивающихся материалов в 2-3 раза более эффективны, чем из несмачивающихся.

Для изготовления фильтров используют шамот, магнезит, алунд, кремнезем, сплавы хлоридных и фторидных солей и другие материалы.

Используя схему фильтрации, приведенную на рисунке 1.2, перед началом литья в кристаллизатор устанавливают окрашенную и нагретую до 700 ^{o}C стальную коробку необходимых размеров. Для выхода металла на боковой поверхности вблизи дна коробка имеет отверстия. В эту коробку засыпают фильтрующий материал. Фильтрующее устройство располагают таким образом, чтобы верхний уровень фильтра был покрыт слоем металла в 10-15 мм, а истечение из него происходило под затопленный уровень. В этом случае полностью устраняется перелив открытой струей и исключается повторное окисление металла.

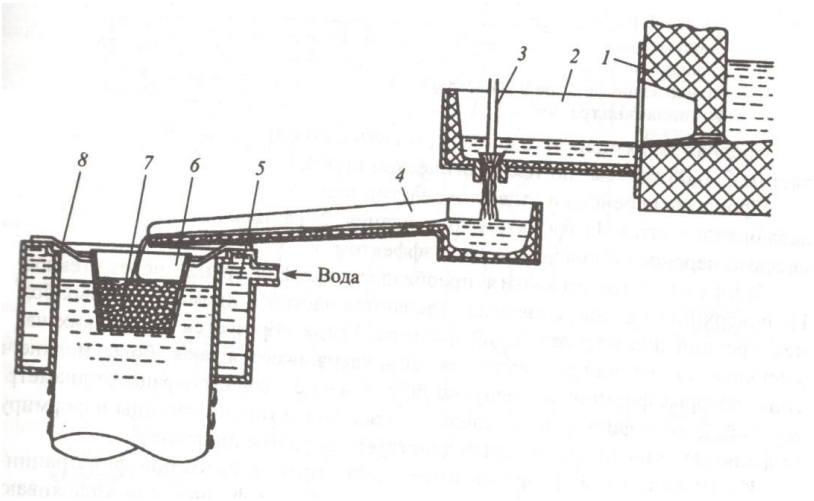


Рисунок 1.2 – Схема фильтрации через твердые кусковые фильтры: 1 – миксер; 2 – коробка; 3 – стопор; 4 – желоб; 5 – кристаллизатор; 6 – воронка; 7 – фильтр; 8 – установочное кольцо

При фильтрации алюминия через насыпной фильтр удаление включений из расплава происходит вследствие их отложения (т.е. адгезии) на внутренней поверхности фильтрующей среды. Насыпной фильтр состоит из двух слоев шариков оксида алюминия диаметром до 19 мм (рисунок 1.3,а) или слоя гранулята нефтяного кокса, на котором лежит слой шариков из оксида алюминия. В обоих установках шарики рассыпаются ровны слоем по поверхности сетчатых пластин для образования одинаковой по толщине фильтрующей подушки.

Фильтрация через насыпной фильтр особенно эффективна для удаления небольших включений (менее 20 мкм) и если содержание включений в расплаве незначительно. Отделение основано преимущественно на поверхностном эффекте. Оба механизма фильтрации имеют место вместе или последовательно.

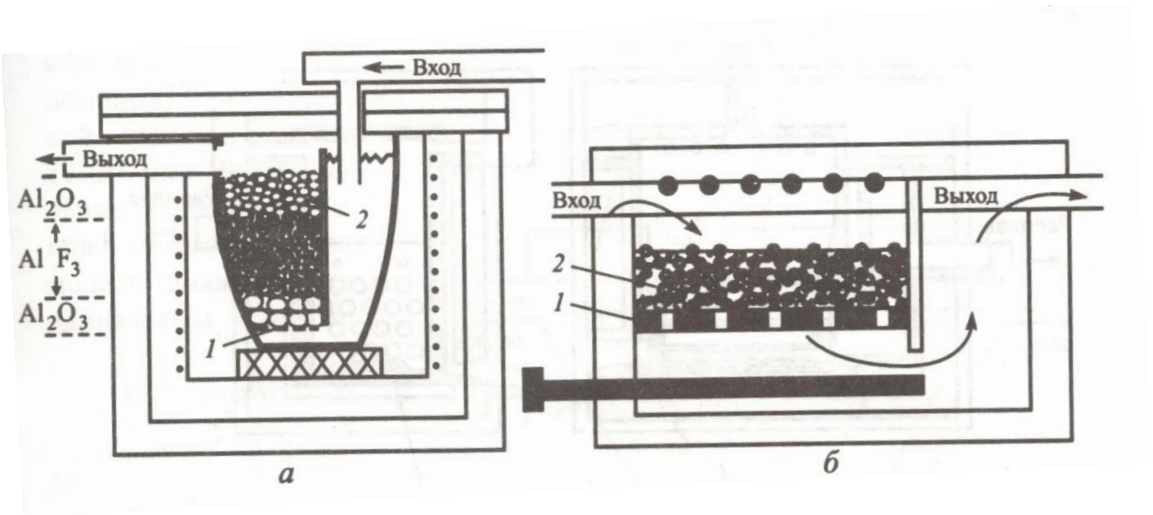


Рисунок 1.3 – Схемы насыпных фильтров: а – фирма «Alcan»; б – фирма «Alusuisse»; 1 – решетка; 2 – фильтр

Дегазация расплава флюсами и хлоридными солями [5]. Рафинирование флюсами широко применяют в заготовительных и в фасоннолитейных цехах. Механизм очистки от взвешенных неметаллических включений при помощи флюсов основан на извлечении их из расплава за счет адсорбции, растворения или химического взаимодействия с расплавленными солями. Эффективность очистки достигается лишь в том случае, когда флюсы смачивают неметаллические включения лучше, чем металл. В результате смачивания размер включений увеличивается, и они осаждаются или всплывают с большей скоростью, чем до обработки флюсом. Часть включений удаляется также вследствие флотирующего действия пузырьков пара, образующегося в процессе диссоциации составляющих флюса.

В результате усовершенствования этого метода появилась фильтрация алюминиевых сплавов через жидкий флюс, подогреваемый теплом, выделяемым при прохождении по нему электрического тока. При этом, помимо подогрева флюса, электрический ток способствует поддержанию постоянной рафинирующей способности флюса за счет разложения при электролизе оксида алюминия, перешедшего во флюс, что обеспечивает в течение длительного времени высокий и стабильный уровень очистки расплава от твердых неметаллических включений.

Непрерывное электрофлюсовое рафинирование осуществляют с помощью установки, располагаемой на литейной площадке в непосредственной близости от кристаллизатора. В состав установки, на рисунке 4, входят: устройство для очистки расплава, трансформатор переменного тока, щит управления с электроизмерительными приборами и токоподводы. Емкость выполнена из листовой стали толщиной 1,5-2 мм и футерована шамотной или ультралегковесной шамотной лещадкой толщиной 1,5-20 мм. Токоподвод изготавливают, как правило, из стального прута диаметром 20-22 мм.

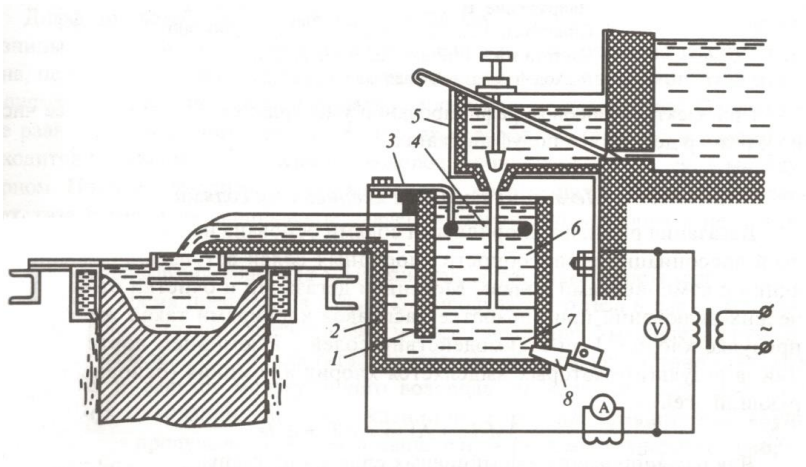


Рисунок 1.4 – Схема установки непрерывного электрофлюсового рафинирования алюминиевых сплавов: 1 – перегородка; 2 – емкость; 3 – изолирующая втулка; 4 – кольцевой токоподвод; 5 – лоток; 6 – расплав; 7 – флюс; 8 – пробка

Высоту флюсовой ванны контролируют с помощью разности высот большого и малого карманов емкости погружения кольцевого токоподвода. Минимальная высота флюсовой ванны 150 мм. При недогрузке флюса токоподвод не касается поверхности флюсовой ванны и электрическая цепь будет разомкнута. В случае избытка флюс переливается через верхний край емкости. Максимальное количество металла, пропускаемое в единицу времени в виде одной струи через флюс, не должно превышать 15 кг/мин.

Рафинирование продувкой газами [5]. В качестве рафинирующих газов применяют хлор, азот, аргон. С целью увеличения поверхности соприкосновения с очищаемым металлом эти газы вдувают в расплав в диспергированном состоянии. Дегазация происходит за счет диффузии растворенного в металле водорода в пузырьки вдуваемого рафинирующего газа. Одновременно протекает очистка от окислов и других нерастворимых примесей. Этот процесс подобен флотации: газ адсорбируется на твердых включениях и выносит их на поверхность расплава. Схема механизма дегазации и флотации примесей представлена на рисунок 1.5.

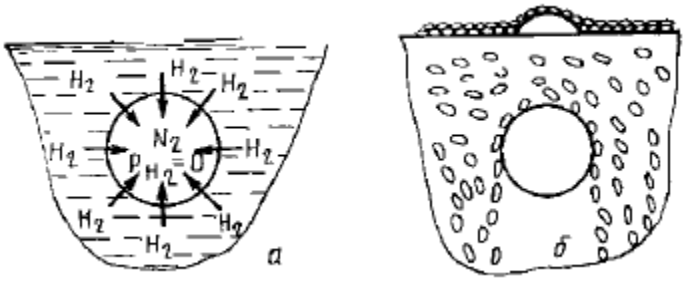


Рисунок 1.5 – Схема дегазации (а) и удаления твердых неметаллических включений (б) при продувке металла газом

Раздробление струи газа на пузырьки диаметром до 0,1 мм достигается либо пропусканием его через пористые элементы, вмонтированные в днище тигля, либо через пористые насадки на погружаемых в металл кварцевых или графитовых трубах, через которые рафинирующий газ вдувается в расплав.

В ряде представленных в настоящее время на рынке установок реализован принцип, при котором подача рафинирующего газа производится через щелевидные отверстия, выполненные в графитовом роторе, вращающемся с частотой 200-250 об/мин. Вращение насадки приводит к уменьшению размера газовых пузырей и пронизыванию ими всего объема расплава. На рисунке 1.1.6 приведена принципиальная схема подобного устройства модели «ALPURS 1000» фирмы «Pechiney». Вращающийся ротор впрыскивает в расплав поток пузырьков, и когда распыленные пузырьки проходят через металл, происходит насыщение их водородом. Степень дегазации от водорода составляет 50-60%, при концентрации водорода на входе 0,3 $см^3$/100г. Производительность предлагаемых установок до 60 т/ч, расход рафинирующего газа 0,3-0,5 $м^3$/т. Предложенное фирмой «Pechiney»

устройство позволяет проводить обработку инертным газом алюминиевых сплавов не только в заливочных ковшах, но и в раздаточных печах, причем выполнять это по мере необходимости.

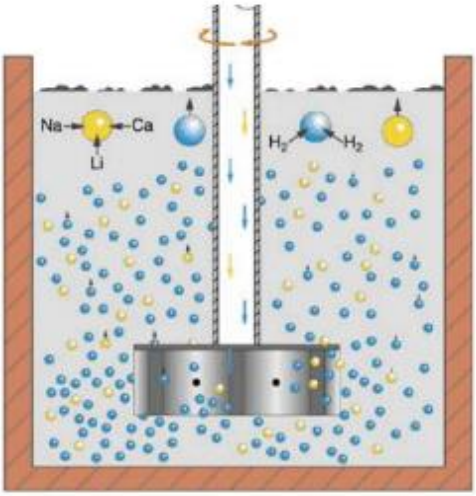


Рисунок 1.6 – Принципиальная схема установки для продувки алюминиевых расплавов «ALPURS 1000»

Существенным недостатком применения аналогичных установок в условиях отечественного производства является их высокая стоимость и, что более важно, высокая стоимость их дальнейшего обслуживания. Кроме того, образующийся в процессе продувки шлак содержит достаточно большое количество алюминия. Использование продувки расплава совместно с флюсовой обработкой позволяет снизить содержание алюминия в скачиваемом шлаке и повысить эффективность очистки металла за счет минимизации протекания процессов повторного насыщения расплава водородом, неметаллическими включениями и т.п.

1.2 Вакуумный метод рафинирования при приготовлении сплава

Вакуумной обработкой расплавов можно достичь более глубокой дегазации, чем другими методами. Установлено, что выдержка жидкого алюминиевого сплава в вакууме в течение 20 мин при давлении (4 - 5) 10^2 Па позволяет снизить содержание водорода с 0,42 до 0,06 - 0,08 $см^3$/100 г. Это - быстрый, надежный, дешевый способ дегазации. Однако до недавнего времени метод применяли только для обработки небольших количеств металла.

В процессе «кипения» вследствие флотирующего действия пузырьков водорода происходит очистка от взвешенных неметаллических включений. При этом эффект очистки тем больше, чем выше исходное газосодержание расплава. Промышленное применение метода вакуумирования для очистки

расплава показывает, что одновременно с дегазацией наблюдается снижение содержания оксидных включений [6].

Полнота дегазации зависит от многих факторов: продолжительности вакуумирования, удельной величины свободной поверхности, глубины ванны металла, плотности оксидной пленки на поверхности расплава, его температуры, величины остаточного давления и др. Дегазация тем полнее, чем меньше величина остаточного давления над расплавом и больше время вакуумирования.

В настоящее время вакуумная обработка алюминиевых сплавов в цехах заготовительного литья проводится в миксерах емкостью от 6 до 25 т с глубиной ванны около 0,8 м. Конструкция вакуумных миксеров позволяет с помощью вакуумных насосов создавать в рабочем пространстве минимальное остаточное давление $(0{,}67\text{-}1{,}06)\cdot 10^2$ Па.

Температуру расплава в процессе вакуумной обработки поддерживают на уровне температуры литья сплава. Остаточное давление в вакуумном миксере выбирают таким, чтобы оно превосходило упругость пара наиболее летучего из компонентов сплава. При обработке алюминия остаточное давление устанавливается равным минимально возможному для ванной конструкции вакуумного миксера.Продолжительность вакуумной обработки обычно устанавливают опытным путем в зависимости от глубины ванны, выбранного способа перемешивания расплава, состава сплава и требуемого конечного газосодержания расплава. Воизбежание газопоглощения расплава после дегазации и устранения его загрязнения в процессе вакуумной обработки, при выходе газа из футеровки через расплав в качестве газовой среды в рабочем пространстве миксера обычно используют нейтральный газ, в частности аргон, с точкой росы -30 ^{o}C и ниже.

Выдачу расплава производят с уровнем металла 60-80 мм над подиной по трубопроводу под действием избыточного давления в рабочем пространстве миксера или с помощью специальных леток. В случае вакуумирования расплава с перемешиванием ванны перед литьем, как правило, проводят операцию выстаивания в течение 45 мин для отстаивания твердых неметаллических включений [6].

Вакуумирование в миксере снижает содержание водорода в металле примерно в два раза.

1.3 Типы вакуумного оборудования для рафинирования алюминевых расплавов

Наиболее совершенным способом получения качественных отливок является плавка и заливка в вакууме. При этих условиях обеспечивается удаление газов и других примесей из жидкого сплава быстро и наиболее полно. Такой очистки сплава при атмосферном давлении достичь не удаётся.

Заливка в вакууме не сопровождается окислением сплава и может осуществляться медленно, тонкой струей. В этом случае создаются условия

для направленного затвердевания. Таким образом, плавка и заливка в вакууме позволяют получать однородные по структуре и плотные отливки, с минимальным содержанием примесей и высокими физико-механическими свойствами. В то же время вакуумная плавка обеспечивает наименьший угар (0,1-0,3%), минимальную продолжительность плавки и небольшой расход электроэнергии [5, 6].

Положительное влияние вакуума на дегазацию связано с нарушением равновесия системы «газ – алюминиевый расплав», образовавшийся в период плавки.

В последнее время вакуумирование металла в миксерах и печах начинает уступать место более прогрессивным способам вакуумирования металла в потоке.

Эффективными агрегатами для рафинирования алюминиевых расплавов могут быть индукционные вакуумные агрегаты типа ИАКМВ (рисунок 1.7), например ёмкостью 25 или 80 тонн, которые успешно используются на ОАО «Красноярский металлургический завод» (г. Красноярск). В них нагрев металла и интенсификация тепломассообменных процессов в расплаве реализуется с использованием индукционной единицы, а рафинирование осуществляется при помощи дегазации путём создания глубокого вакуума. За время эксплуатации такие агрегаты зарекомендовали себя, как высокоэффективные и экономичные устройства и успешно применяются с 1986г. до настоящего времени. Одним из существенных недостатков индукционных вакуумных миксеров на основе индукционных единиц, является постоянное движение металла в ванне вакуумного миксера, вызванное работой индукционной единицы, что затрудняет отстой расплава перед литьём. Однако, установка перед литейной машиной блока с пенокерамическим фильтром решает проблему удаления из расплава механических взвесей и включений.

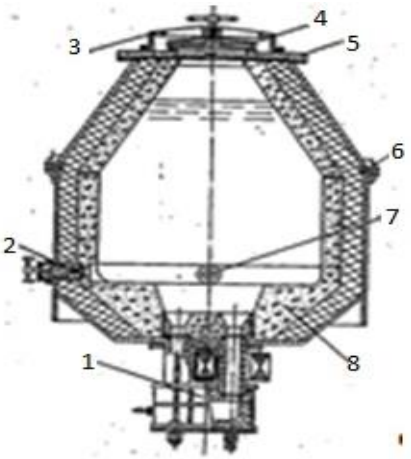


Рисунок 1.7 – Вакуумный миксер типа ИАКМВ-25:
1 – отъёмная индукционная единица ИЕ; 2 – лётка; 3 – траверса крепления крышки миксера; 4 – водоохлаждаемая крышка; 5 – обрамление; 6 – вакуумное уплотнение; 7 – лётка; 8 – футеровка

Загрузка (заливка) расплава из плавильной печи в вакуумный миксер производится также при достаточно глубоком разрежении, что способствует удалению водорода ещё на стадии перелива металла (вакуумирование струи расплава) в течение 30 мин.

МГД-устройства для рафинирования алюминиевых сплавов в потоке. Перспективным направлением области рафинирования алюминиевых сплавов является создание установок оснащенных магнито-гидродинамическими устройствами.

В качестве примера таких систем можно расмотреть установку внепечного рафинирования с МГД-устройством МГДР [18], испытанная на ОАО «Красноярский металлургический завод». Принципиальная схема установки е представлена на рисунке 1.8.

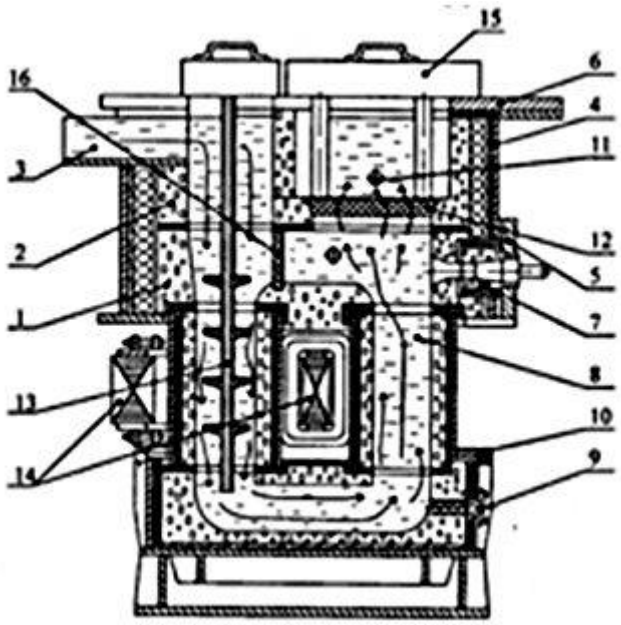


Рисунок 1.8 – Схема установки магнитогидродинамического рафинирования алюминиевых сплавов (МГДР). Стрелками показано направление движения расплава. 1 – футеровка нижней части ванны; 2 – футеровка верхней части ванны; 3 – входной лоток; 4 – каркас ванны; 5 – прижимной фланец; 6 – обрамление ванны; 7 – лётка для слива металла при замене пенокерамического фильтра; 8 – продольный канал; 9 – лётка поперечного канала; 10 – корпус поперечного канала; 11 – рабочая лётка; 12 – пенокерамический фильтр; 13 – газоввод рафинирующей смеси; 14 – индуктор с ЭМ-вращателем; 15 – съёмная крышка ванны; 16 – электропроводная (графитовая) перегородка

Устройство выполнено на базе индукционной единицы с дополнительными обмотками для получения МГД-вращения в каналах. Ввод в расплав газовой или газопорошковой смеси здесь производится с помощью газоввода, фильтрация жидкого расплава осуществляется через пенокерамический фильтр, который устанавливается в выходном отсеке ванны установки. Существенным отличием от известных способов является

то, что вращение металла создается специально разработанным [8, 9, 10] для этой цели МГД-вращателем, а рафинирующая смесь подается во входной канал через газоввод, выполненный в виде специальной трубки, оснащенной графитовыми дисками. В результате этого, в зоне взаимодействия расплава с реагентами, создается сложная магнитогидродинамическая обстановка, которая, по аналогии роторов с форсунками (установки типа SNIF), создаёт благоприятные условия для максимальной проработки расплава и его очистки.

Устройство состоит из двух цилиндрических каналов, нижнего и верхнего соединительных каналов, которые охватывают катушку с магнитопроводом. Верхний соединительный канал (ванна) с помощью электропроводной перегородки разделён на два отсека: приёмный и раздаточный. Вверху, к раздаточному или выходному отсеку, стыкуется жёлоб (лоток) для подачи расплава на раздаточную коробку. В выходном отсеке смонтирован пенокерамический фильтр (ПКФ), инертный по отношению к жидкому расплаву. В цилиндрических каналах создается вращение жидкого расплава. Во входной канал подается газ-реагент через газоввод с горизонтальными дисками.

Работает устройство следующим образом. Металл из лётки миксера поступает в приёмный отсек устройства, далее – в канальную часть установки, затем проходит через пенокерамический фильтр выходного отсека. Пенокерамический фильтр обеспечивает наиболее тонкую механическую очистку расплава, далее расплав по футерованному раздаточному лотку поступает в кристаллизатор литейной машины. Через специальную форсунку (газоввод) в нижнюю часть цилиндрического канала подаётся инертный газ или смесь инертного газа с активными химическими веществами, содержащими хлор или фтор [8].

1.4 Основные выводы по разделу

1. На основании обзора технологий и публикаций можно сделать выводы о перспективности применения в цветной металлургии установок вакуумного МГД-рафинирования с проточным течением металла.

2. Достоинствами вакуумного МГД-рафинирования является отсутствие вращающихся частей (вращающийся ротор и т. п.) в установках рафинирования, надежность и безопасность эксплуатации.

3. Рассмотрены конструкции установки дегазации расплава алюминия с МГД – устройствами, позволяющие осуществлять вакуумирование непрерывного потока металла при больших производительностях плавильно-литейных агрегатов, некоторые из них, после модернизации могут использоваться в плавильно-литейном производстве.

2 Физика процесса вакуумного рафинирования в непрерывном потоке

2.1 Термодинамика процесса рафинирования

Основным газом, растворяющимся в алюминии и сплавах на его основе, является водород. Он может удаляться лишь при определенном избытке в металле против равновесной концентрации. Поэтому перед проектированием установки необходимо рассмотреть равновесные соотношения в системе металл –газ.

Система газ – металл, как и другие гетерогенные равновесные системы, подчиняется правилу фаз, определяющему число фаз, которые могут сосуществовать при равновесии. Равновесные соотношения в этой системе характеризуются распределением растворимого газа между нерастворимым газом или вакуумом и металлом, растворяющим определенное количество растворимого газа. Согласно правилу фаз состояние такой системы.

При наличии трех компонентов(растворимый газ, металл, нерастворимый газ) C_0 и двух фаз (газ, металл) K_0 определяется тремя степенями свободы Φ_0:

$$C_0 + K_0 - \Phi_0 + 2 = 3. \qquad (2.1)$$

Таким образом, при равновесии в известных пределах могут изменяться без изменения числа или вида фаз системы три фактора: парциальное давление водорода над металлом, температура и концентрация водорода в металле.

Термодинамические пределы растворимости водорода и алюминии можно оценить на основе анализа процесса перехода водорода из газовой фазы в металл. Растворение водорода в жидком алюминии описывается следующей реакцией:

$$H_2(газ) = 2H(раствор). \qquad (2.2)$$

Распределение водорода между газовой и металлической фазами можно описывать законом растворения двухатомных газов, установленный в 1911 г. Сивертсом на основе значительного экспериментального материала:

$$C = k\sqrt{p_{H_2}}, \qquad (2.3)$$

где C – концентрация водорода в металле, см^3/100 г.

Константа k так называемая константа Сивертса, представляет собой предельную растворимость газа при данной температуре и давлении p_{H2}, равном 1 ат. Для учета изменения величины константы равновесия

указанных выше реакций в зависимости от температуры и давления, выражение растворимости водорода в алюминии можно записать в следующем виде:

$$\lg C = \frac{A_1}{T} + \frac{1}{2}\lg p_{H_2} + B_1, \qquad (2.4)$$

где A_1, B_1 – коэффициенты, устанавливаемые на основе экспериментальных исследований.

Как приведенные данные, так и результаты исследований растворимости водорода в алюминии указывают на эндотермичность процесса: с ростом температуры растворимость водорода в алюминии увеличивается.

В соответствии с уравнением (2.4) уменьшение парциального давления водорода в газовой фазе должно вести к уменьшению равновесной концентрации газа в металле. На рисунке 2.1 показаны зависимости равновесной концентрации водорода в алюминии для различных температур. Эти зависимости позволяют судить о пределе, до которого можно снизить

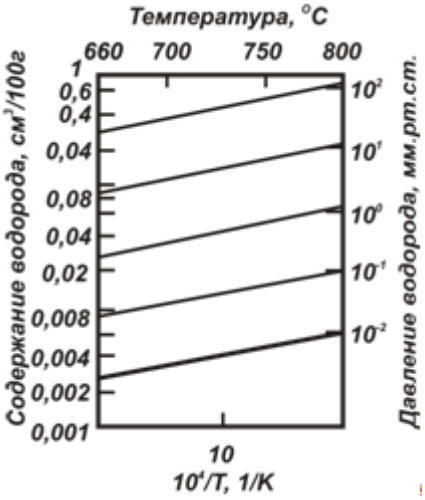


Рисунок 2.1 – Равновесные концентрации водорода в алюминии в зависимости от температуры и парциального давления водорода в газовой фазе концентрацию растворенного водорода в металле, уменьшая парциальное давление водорода в жидкой фазе

Одновременно эти же зависимости подчеркивают тот факт, что реальные растворы водорода и алюминии являются термодинамически перенасыщенными (содержание водорода в атмосфере ничтожно и составляет $5–10^{-5}$% по объему или соответствует примерно $4\cdot10^{-4}$ мм рт. ст. Для существования растворов водорода в алюминии с концентрацией 0,15—0,25 см^3/100 г, как это видно на рисунке 2.1 и рисунке 2.2, необходимо, что бы давление водорода было на пять порядков выше, чем в атмосферном).Исходя из этого, растворы водорода в алюминии должны

самопроизвольно и полностью распадаться, т.е. без применения каких-либо дегазирующих средств и способов должна происходить самопроизвольная дегазация расплава при 700°С до содержания водорода <0,001 см^3/100 г.

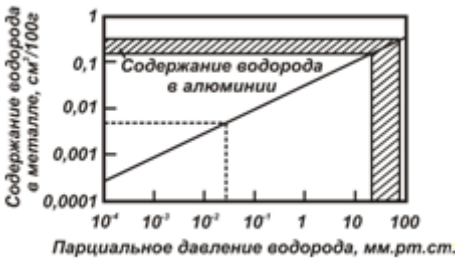


Рисунок 2.2 – Соотношение между реальными концентрациями водорода в алюминии при 700 °С и концентрациями, обусловленными содержанием водорода в атмосфере

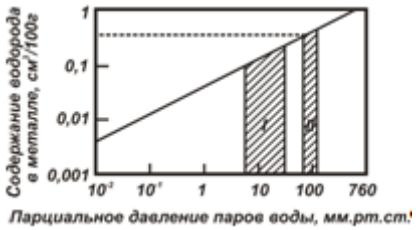


Рисунок 2.3 – Зависимость содержания водорода в алюминии при 700 °С от парциального давления паров воды в газовой фазе: I,II – соответственно содержания паров воды в воздухе и в атмосфере пламенного агрегата

Однако в действительности этого не происходит. Причина заключается в том, что в практических условиях плавки и литья алюминия приходится иметь дело не с двойной, а с более сложной системой: металл –водород – водяной пар –окисел. При повышенных температурах алюминий энергично взаимодействует с водяным паром. При этом в случае взаимодействия с расплавом может протекать следующая реакция:

$$Al(ж) = \frac{3}{2}H_2O(г) + \frac{1}{2}Al_2O_3(кр\gamma) + 3H \ . \qquad (2.5)$$

Используя теоретические формулы при расчете равновесной концентрации, стандартное изменение свободной энергии в системе, например при 700 °С равно -86474 кал, при этом константа равновесия при парциальном давлении паров воды p_{H_2O}=10^{-2}ат. соответствует концентрации водорода равной 3,2·10^5 см^3/100 г.

На практике не получаются столь большие концентрации водорода в алюминии (рисунок 2.1.3). Это означает, что, несмотря на высокие значения константы равновесия, реакция не развивается в значительных масштабах, так как образующийся окисный слой тормозит дальнейшее окисление

металла, делая кинетические условия более важными, чем термодинамические [10].

Исходя из анализа теории термодинамических процессов в системах газ - металл и металл – водород – водяной пар – окисел, можно сделать вывод, что наиболее адекватные значения равновесных концентраций водорода можно получить применяя полуэмпирические форумы, использующие коэффициенты и константы полученные в ходе опытов и экспериментов. Путем эксперимента в таблице 2.1, длязакона растворения двухатомных газов, показаны следующие значения константы Сивертса, при температуре металла 720 ^{o}C.

Таблица 2.1 – Константа Сивертса

Сплав	Al технический	А99	АК8	В96
К, p_{H_2O}/100 г·мм рт. ст1/2	0,04	0,05	0,06	0,08

Также, в таблице 2.2 для технического алюминия можно воспользоваться следующими полуэмпирическими формулами, учитывающими зависимость концентрации водорода в металле также и от температуры сплава.

Таблица 2.2 – Формулы расчета равновесной концентрации водорода

Способ расчета	Выражение
через парциальное давление водорода, p_{H_2}	$\lg C = \frac{-2760}{T} + \frac{1}{2}\lg p_{H_2} + 1{,}356$
через парциальное давление водяного пара, p_{H_2O}	$\lg C = \frac{-5800}{T} + \frac{1}{2}\lg p_{H_2} + 4{,}58$

Для удобства при расчете можно пользоваться графической зависимостью эквивалентного давления водорода в газовой фазе от давления паров воды, показанной на рисунке 2.4.

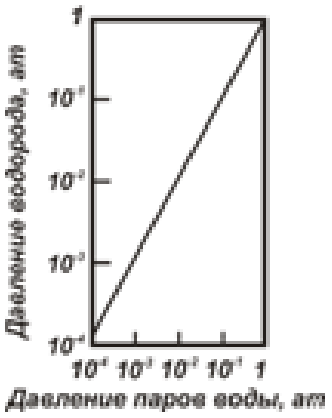


Рисунок 2.4 – Зависимость эквивалентного давления водорода от давления паров воды в газовой фазе, находящейся в условиях равновесия с алюминием при температуре 720 ^{O}C

Принимая во внимание тот факт, что содержание водяных паров в атмосфере может достигать 4% по объему [44] или соответствовать примерно 30 мм рт. ст., а в рабочем пространстве пламенных печей и миксеров 40 - 130 мм рт.ст., становятся понятными такие сравнительно высокие значения концентраций водорода в алюминии и сплавах на его основе. На рисунке 2.3, в условиях равновесия при температуре 700°С (содержание водорода в алюминии не может быть меньше 0,1 - 0,2 см^3/100 г. Для достижения более низких концентраций растворенного газа необходимо уменьшать содержание водяных паров в атмосфере над расплавом, что может быть достигнуто созданием разрежения над поверхностью металла.

Следовательно, с термодинамической точки зрения процесс дегазации алюминия и его сплавов в вакууме можно объяснить тем, что в этих условиях нарушается равновесие в системе металл–водород из-за уменьшения парциального давления паров воды, приводящее к удалению избытка растворенного водорода.

Влияние температуры и давления на результаты процесса вакуумной обработки легко установить, применяя принцип Ле-Шателье. Так как растворение водорода в алюминии и его сплавах идет с поглощением тепла, то повышение температуры в процессе вакуумной обработки должно препятствовать выделению газообразного водорода и вызывать смещение равновесия в сторону более высоких концентраций водорода в расплаве (рисунок 2.1). Снижение остаточного давления должно благоприятствовать процессу дегазации, сопровождающемуся образованием вещества (газа), занимающего в данных условиях больший объем. Здесь же уместно отметить, что при протекании приведенных выше реакций в условиях вакуума изменение свободной энергии их можно выразить уравнением:

$$\Delta F = \Delta F^0 + RT \ln \Pi = -RT \ln k_p + RT \ln \Pi , \qquad (2.6)$$

где $RT \ln \Pi -$ поправка на отклонение от стандартного состояния водорода или паров воды.

В уравнении (2.6) величина Π выражается теми же величинами, что и константа равновесия, но в нее входят фактические парциальные давления и активности реагирующих веществ:

$$\Pi_{(A)} = \frac{a_{H_2}{}^2}{p_{H_2}} ; \Pi_{(B)} = \frac{a_{H_2}{}^3}{p_{H_2}{}^{\frac{3}{2}}} .$$

(2.7)

Как следует из выражений (2.7), уменьшение парциального давления водорода или паров воды в системе будет приводить к увеличению величины П. Значение ΔF будет более положительным, чем ΔF^0, и при достаточно больших значениях члена RT*ln*П реакции А (2.2), и В (2.5) не будут иметь

тенденции к самопроизвольному протеканию в прямом направлении, т. е. начнется дегазация расплава.

Чем меньше остаточное давление (а следовательно, и парциальные давления p_{H_2} и p_{H_2O}), тем более низкая равновесная концентрация водорода в металле может быть достигнута. При этом необходимо учитывать такой факт: если конструкция камеры (или устройства), в которой проводится вакуумная обработки, недостаточно герметична, то с расплавом может со соприкасаться значительное количество атмосферного воздуха, поступающего через неплотности. Глубина вакуума и скорость его достижения будут определяться в этом случае не только производительностью насосной установки, но и качеством уплотнений и герметичностью вакуумной камеры.

На практике установках для обработки больших масс алюминиевых сплавов, как правило, не удается обеспечить остаточное давление меньше 0,5 - 1 мм рт. ст. С термодинамической точки зрения для эффективной дегазации алюминиевых сплавов, например в случае парциального давления паров воды в воздухе 30 мм рт. ст. натекание через неплотности (т.е., химический состав атмосферы в вакуумной камере эквивалентен химическому составу внешней среды) создаст в рабочем пространстве вакуумной камеры при разрежении 1 мм рт. ст. парциальное давление водяных паров составит, мм рт. ст.:

$$p_{H_2O} = 30\frac{1}{760} \approx 4 \cdot 10^{-2}. \qquad (2.8)$$

В соответствии с рисунком 2.3 этому давлению при 700°С будет соответствовать равновесная концентрация водорода в алюминии, приблизительно равная 0,01 см^3/100 г. Расчеты показывают, что при максимальной влажности атмосферного воздуха для достижения остаточных концентраций водорода, равных 0,1 см^3/100 г, с термодинамической точки зрения достаточно в процессе вакуумной обработки поддерживать остаточное давление для алюминия порядка 100 мм рт. ст. и для алюминиевых сплавов 40 - 70 мм рт. ст.

Проведенный выше анализ ограничивается определением характеристик равновесного состояния и направления процесса и не затрагивает динамику процесса. В действительности при определенных условиях процесс может протекать столь медленно, что не будет иметь никакого практического значения. Поэтому конечные результаты вакуумной обработки, как и всякого реального процесса, зависят не столько от термодинамических, сколько от кинетических характеристик процесса[10].

2.2 Кинематика процесса рафинирования [10]

В условиях вакуума, в том случае, когда равновесие в системе газовая фаза – металл нарушено, в расплавленном алюминии или его сплаве протекаю реакция «С» (2.9), противоположная по своему направлению реакции (2.5):

$$2H(раствор) = 2H(газ) + H_2(газ) = H_2(газ) + 2H(раствор) = H_2(газ). \qquad (2.9)$$

Современные представления о процессе удаления водорода из расплава состоят в следующем. Водород может удаляться через поверхность раздела, перемещаясь к ней путем конвективной диффузии, а также за счет образования, роста и всплывания газообразных пузырьков. Поэтому характер протекания реакции «С» (2.9) в зависимости от конкретных условий может быть различен.

Рисунок 2.5 – Схематическое изображение процесса дегазации при вакуумной обработке:1 — пузырьковое выделение; 2 — текущее количество водорода; 3 — диффузионное выделение

Схематично кинетика газоудаления показана на рисунке 2.5 [49]. До момента времени t_1 удаление водорода идет как за счет диффузии, так и посредством выделения пузырьков. При этом содержание водорода и, следовательно, его равновесное парциальное давление в расплаве уменьшаются. Для определенного уровня металла *h* может наступить такой момент, когда равновесное парциальное давление водорода p_H в расплаве становится равным внешнему давлению, противодействующему появлению пузырьков:

$$p_{H_2} = p + p_{мвт} + \frac{2\sigma}{r}, \qquad (2.10)$$

где p_{H_2} – парциальное давление водорода;

p – внешнее давление;

$p_{мет}$ – металлостатическое давление;

σ– поверхностное натяжение пузырька водорода;

r– радиус пузырька водорода.

Образование и рост пузырьков водорода на этом уровне прекращаются.

Моменту времени t_1 соответствует предельная концентрация водорода $C_{пр}$, равная:

$$C_{пр} = л\sqrt{p_{ост} + \frac{2\sigma}{r}}, \qquad (2.11)$$

где $p_{ост}$ – остаточное давление газа над расплавом;

До момента времени t_2 водород из металла удаляется лишь путем конвективной диффузии. В момент времени t_2 концентрация водорода достигает равновесных значений и дегазация заканчивается.

Для сознательного и активного вмешательства в течение процесса дегазации с целью его форсирования желательно разделить его на отдельные стадии, установить их механизм и выяснить вопрос о лимитирующих удаление водорода условиях.

Рассматриваемый процесс можно разложить на ряд, последовательных кинетических стадий. В случае пузырькового выделения, имеющего.место до момента времени t_1, этими стадиями будут:

1. Образование зародыша пузырька.

2. Массоперенос водорода к образовавшимся поверхностям раздела газ–металл внутри ванны.

3. Переход атомов газа через границу раздела и накопление в адсорбированном слое у поверхности металла с последующей молизацией.

4. Диффузия молекул водорода из адсорбированного слоя внутрь пузырька.

5. Удаление водорода из ванны посредством всплывания газовой фазы.

В период диффузионного выделения массоперенос водорода осуществляется по направлению к поверхности ванны, единственной в этом случае границе раздела газ – металл. Удаление молекул водорода от поверхности металла происходит в результате диффузии, ускоряемой в реальных условиях с помощью откачки вакуумными насосами.

Влияние отдельных стадий процесса на величину скорости v процесса газоудаления можно описать уравнением [50].

$$v = \frac{1}{\frac{1}{v} + \frac{1}{v2} + ...}, \qquad (2.12)$$

где v_1, v_2…– скорости отдельных кинетических стадий.

Скорость процесса определяется и лимитируется скоростью наиболее

медленной стадии. Так, если какая-либо из скоростей v_iзначительно меньше других, то остальными значениями – можно пренебречь и тогда

$$v = v_i \,. \tag{2.13}$$

Рассмотрев приведенные выше кинетические стадии процесса дегазации, можно заключить, что как при пузырьковом выделении, так и при диффузионном можно различить три элементарные стадии, связанные с массопереносом водорода: перенос водорода в металле, перенос водорода через границу раздела фаз и перенос водорода в газовой фазе. Влияние этих стадий на кинетику процесса может быть различным. На рисунке 2.6 схематично изображено изменение концентрации газа в металлической и газовой фазах в зависимости от того, какая стадия лимитирует скорость процесса [5].

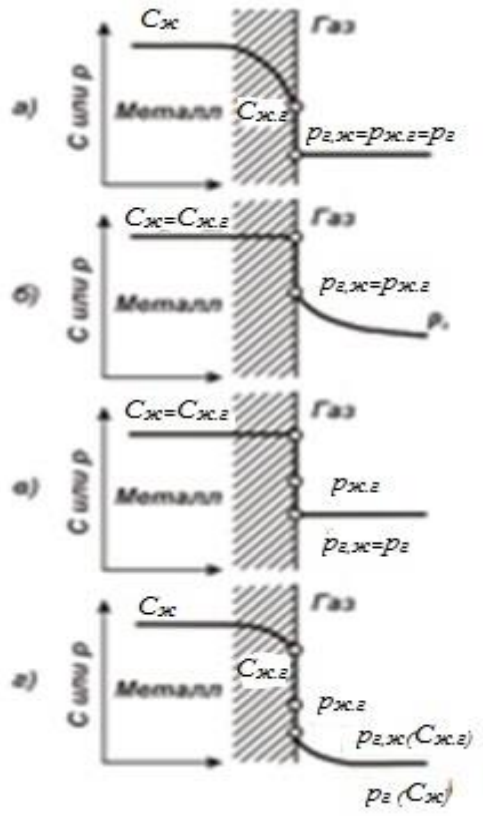


Рисунок 2.6 – Массоперенос газа через поверхность газ –жидкость [8]. Процесс лимитирован: а –переносом газа в жидкой фазе; б – переносом газа в газовой фазе; в – переносом газа через поверхность раздела; г– одновременно всеми стадиями

Концентрация газа в жидкости изменяется от величины $C_{ж}$ до величины $C_{ж.г}$, находящейся в равновесии с давлением газа $p_{ж.г}$ на поверхности раздела фаз, соответствующим этой концентрации. В том случае, когда массоперенос газа лимитируется переходом через поверхность раздела фаз, у поверхности жидкости может быть давление газа $p_{ж.г}$,

отличающееся от давления $p_{ж.г}$ и равное давлению $p_г$ в газовой фазе.

Необходимо отметить, что в реальном процессе дегазации область действительного пузырькового выделении будет несколько уже, так как реальные радиусы пузырьков водорода в расплаве значительно меньше величин, близких к бесконечности, что связано как сусловиями их образования, так и с гидродинамическими особенностями их движения в расплаве. Поэтому с практических условиях вакуумной обработки образование и выделение пузырьков водорода будут происходить лишь в поверхностных слоях расплава. Снижение концентрации водорода в расплаве будет приводить к уменьшению глубины этих слоев вплоть до полного исключения пузырькового выделения.

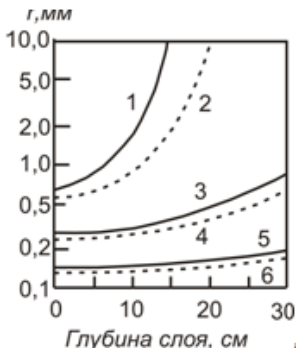


Рисунок 2.7 – Минимальный радиус скопления водорода в алюминии при 700°С. Сплошные кривые — остаточное давление 10 мм рт. ст., пунктирные кривые — остаточное давление 1 мм рт ст. Содержание водорода в расплаве, см^3/100 г: 1 и 2 — 0,2; 3 и 4 — 0.3; 5 и 6—0,4

Понижение остаточного давления до 1 мм рт. ст. благоприятно сказывается на расширении рассматриваемой области. Однако использование более глубокого вакуума заметного воздействия на ее увеличение не оказывает. Для практических расчет важно знать минимальный радиус пузырьков водорода в зависимости от глубины алюминия (рисункок 2.7).

Повышение температуры расплава, приводящее к уменьшению внутреннего давления водорода увеличивает критический радиус зародыша пузырька и тем самым затрудняет пузырьковое газовыделение.

С точки зрения практики важно рассмотреть влияние скорости откачки газа вакуумными насосами на скорость дегазации металла. Скорость откачки газа из атмосферы рабочего пространства устройства для вакуумной обработки зависит от скорости газовыделения, величины этого рабочего пространства $V_г$ и производительности вакуумных насосов.

Время выдержки расплавленного металла в условиях вакуума должно превосходить по величине время перемещения водорода в объеме ванны. Быстрота откачки должна выбираться такой, чтобы при данном объеме рабочего пространства время нахождения в нем выделяющегося газа было значительно меньше времени перемещения газа в объеме ванны [6].

2.3 Массоперенос при конвективной диффузии в процессе вакуумирования непрерывного потока металла [10]

В общем случае, перенос вещества внутри одной фазы и между фазами рассматривают на основе уравнений гидродинамики и конвективной диффузии. Если ограничится рассмотрение диффузии в одном направлении (по оси z), перпендикулярном направлению движения потока (по оси x). Такой выбор направления связан с том, что в направлении потока коэффициенты конвективной диффузии не менее, чем на один-два порядка выше и перенос лимитируется, как правило, диффузией в поперечном направлении. Уравнение конвективной диффузии будет иметь вид

$$\frac{dC}{dt} = D\frac{\partial^2 C}{\partial z^2} - u\frac{\partial C}{\partial x}, \qquad (2.14)$$

где C – концентрация водорода в объеме вещества;

t – время;

D – коэффициент диффузии;

u - скорость движения потока.

Коэффициент диффузии может быть получен из уравнения диффузионного переноса водорода в слое глубиной h для больших значений времени t уравнением [57].

$$\lg(1-\theta) = -0{,}912 - 1{,}0718\frac{Dt}{h^2}. \qquad (2.15)$$

Расчет по уравнению (2.15) при этом значении коэффициента диффузии и величине $C_р$=0,065 см^3/100 г, рассчитанной по уравнению (2.5), показывает, что в случае переноса водорода в расплаве молекулярной диффузией потребовалось бы 167 ч. С другой стороны, сравним это время с экспериментальными данными по дегазации алюминия в промышленных условиях [56]. В этом исследовании было установлено, что при вакуумной обработке в ковше емкостью 3 т (глубина слоя металла 150 см) за 20 мин содержание водорода в алюминии марки А7 снижалось с $C_{исх}$=0,42 см^3/100г до $C_ж$ = 0,08 см^3/100 г при остаточном давлении 4 мм рт. ст. Полученный результат свидетельствует о том, что, с одной стороны, процесс молекулярной диффузии водорода в алюминии весьма медленный, а с другой - что в рассматриваемом случае массоперенос водорода был значительно ускорен движением расплава.

Граничное условие для решения уравнения (2.14) определяется поверхностью раздела фаз

$$\beta = (C - C_p) = -D(\frac{\partial C}{\partial z})_z = 0. \qquad (2.16)$$

Одного этого условия для решения уравнения (2.14) в общем виде недостаточно. Требуются дополнительные ограничения или допущения, которые и составляют основу теоретических моделей переноса вещества.

Рассматриваются только двухфазные системы газ-жидкость и предполагается, что сопротивление переходу вещества на границе раздела фаз отсутствует.

Пленочная модель переноса вещества. Пленочная модель, первоначально предложенная Льюисом и Уитменом, в значительной мере основана на представлениях Нернста о пограничном слое и упрощенных моделях теплоотдачи от твердых поверхностей к движущимся жидкостям.

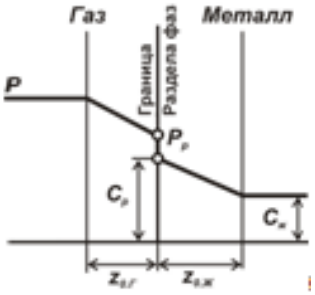


Рисунок 2.8 – Распределение концентраций в фазах при растворении газа в жидкости в соответствии с представлениями пленочной модели:
P - давление газа в газовой фазе; $P_р$- равновесное давление газа на границе раздела; $C_р$ - равновесная концентрация газа в жидкости на границе раздела; $C_ж$- концентрация растворенного газа в объеме жидкости

Согласно пленочной модели у поверхности раздела жидкости с газом как со стороны жидкости, так и со стороны газа имеется неподвижная (или ламинарно движущаяся) пленка постоянной толщины (рисунок 2.8), отделяющая поверхность раздела от основного объема (ядра) соответствующей фазы.

В ядре вследствие интенсивного турбулентного перемешивания концентрация элементов постоянна. Концентрация в пленке снижается (или повышается) по мере перехода от ядра к поверхности раздела по линейной зависимости.

Конвекция в пленке полностью отсутствует, перенос вещества через нее осуществляется исключительно путем молекулярной диффузии.

$$D(\frac{\partial^2 C}{\partial y^2}) = 0. \qquad (2.17)$$

Интегрирование уравнения (2.17) при граничном условии (2.16) и толщине пленки y_0 ведет к соотношению

$$\beta = \frac{D}{y_0}, \tag{2.18}$$

т.е. коэффициент массоотдачи в пленочной модели приобретает вполне реальный смысл: отношение коэффициента диффузии к толщине пленки. Последняя определяется гидродинамическими условиями - чем больше турбулентность фазы, тем меньше величина y_0 и тем выше, следовательно, величина β.

В целом, сама модель не очень реалистична. Трудно представить, что в условиях перемешивания пленка на всем протяжении границы раздела может иметь постоянную толщину, при этом нет никаких предпосылок для количественного расчета этой величины. Тем не менее, в пленочной модели отражена существенная черта, присущая реальным процессам - непосредственно у границы раздела конвективный перенос уступает место молекулярной диффузии.

Таким образом, в количественных расчетах пленочная модель может быть использована лишь в качестве грубого приближения. С точки зрения качественного анализа и наглядности пленочная модель чрезвычайно удобна и часто используется для этих целей в современной литературе (например, при рассмотрении диффузии, осложненной химической реакцией).

Модель обновления поверхности**.** В основу моделей обновления поверхности (моделей проницания, пенетрационных моделей) положено допущение о полном замещении элементов жидкости у поверхности новыми, происходящем через некоторые промежутки времени. Причем предполагается, что каждый раз турбулентные пульсации подводят к поверхности раздела фаз свежую жидкость с концентрацией элементов, соответствующей средне-объемной, а смывают порции жидкости, уже прореагировавшие с газом. Пока элемент жидкости находится у поверхности и соприкасается с газом, абсорбция газа жидкостью, т.е. проникновение, или пенетрация, в глубь этого элемента проходят при таких условиях, будто он неподвижен и имеет бесконечную глубину. Поскольку время взаимодействия каждой новой порции жидкости с газом предполагается небольшим, растворение газа в жидкости осуществляется путем нестационарной диффузии с такой же скоростью, что и при неподвижном контакте газа с жидкостью бесконечной глубины. Естественно, что глубина проникновения газа в жидкость всегда оказывается небольшой в сравнении с толщиной слоя реагирующей жидкости.

Поверхность раздела фаз может состоять одновременно из элементов с различной продолжительностью контакта, характеризующейся функцией распределения Φ. Если обозначить время контакта t, то величина Φdt выражает долю поверхности с продолжительностью контакта t и $(t+dt)$.

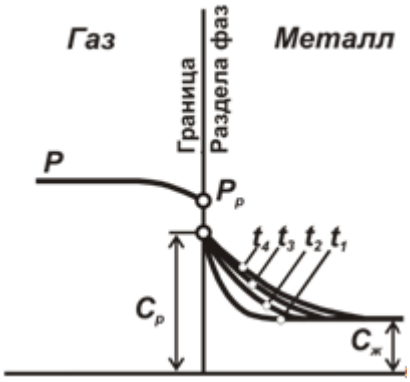


Рисунок 2.9 –Распределение концентраций в фазах в соответствии с представлениями модели обновления поверхности в зависимости от времени контакта элемента жидкости с газом ($t_1<t_2<t_3<t_4$)

На рисунке 2.9 показано распределение концентраций в газовой фазе и жидкости, соответствующее представлениям моделей обновления. Как видно, профиль концентраций в жидкости изменяется не только в зависимости от удаления от границы раздела, но и от времени контакта. В каждом элементе в зависимости от продолжительности контакта с газом устанавливается свой профиль концентраций.

2.4 Особенности процесса вакуумирования непрерывного потока металла в промышленных установках

Одним из характерных признаков промышленной вакуумной обработки алюминиевых сплавов является то, что дегазации подвергаются большие массы расплавленного металла (от сотен килограмм до десятков тонн). Особенностью работы промышленных установок по непрерывной обработке металла, является то, что по причине больших расходов металла (20-60 т./час), предельное время обработки элементарного объема металла, которого можно добиться, составляет меньше минуты [4].

Движение расплавленного металла в камере устройства для вакуумной обработки может происходить по различным причинам. На практике чаще приходится сталкиваться с естественной конвекцией, происходящей поддействием разности плотностей поверхностного слоя, охлажденного в результате теплоизлучения с зеркала металла, и внутренних слоев, имеющих более высокую температуру, а следовательно, и меньшую плотность. Более тяжелые объемы металла с поверхности перемещаются вниз, заменяясь при этом более легкими внутренними объемами. Это приводит к появлению в ванне потоков. Горячие объемы металла поднимаются вверх к зеркалу ванны, соответственно холодный металл опускается вниз, а на межфазной Гранине поток выгибается и некоторое время течет параллельно ей, уходя затем вниз.

Так, например, в первые 8–9 мин после заполнения ковшей емкостью

12– 40 т жидкой сталью скорости движения металла в результате развития интенсивной естественной конвекции могут достигать 1–2 м/с; в последующем по мере выравнивания температуры футеровки ковша и жидкой стали они снижаются. Расчетная скорость перемещения стального расплава в ковше, имеющем высоту 2 м и заполненном металлом с температурой 1600 °С, составляет примерно 32 см/с.

К сожалению, естественная конвекция жидкого металла в процессе непрерывного вакуумрования имеет низкий эффект. Это обусловлено тем, что в вакуумной камере малая высота металла и слабый градиент температур недостаточны для создания эффективных конвективных потоков металла. Например, при обработке расплава в вакуумном миксере с одновременным нагревом ванны от нагревательных элементов, размещенных на своде, коэффициент массопереноса водорода существенно снижается. Движение металла в камере может заметно ускорить перенос водорода к границе раздела фаз. Вместе с тем, например при естественной конвекции, поток металла у границы раздела фаз, выгибается, и для перехода атомов водорода на межфазную границу последние должны диффундировать поперек потока. Это более медленный, чем массоперенос конвекцией, процесс. Он и определяет, в конечном счете, скорость массопереноса водорода в ванне.

В случае непрерывного вакуумирования металла, время пребывания потока у границы раздела фаз, по причине сложности процесса, можно определить путем проведения эксперимента или при помощи математического моделирования процесса массопереноса в вакуумной камере.

Ниже приведена сравнительная таблица 2.3, рассчитанная В. Б. Гагиным и Г. С. Макаровым, отображающая эффективность дегазации при различных способах воздействия на металл. В ней отображены величина константы скорости дегазации β (см·с) и средней расчетной толщины пограничного слоя $\delta_{ср}$ (см).

Таблица 2.3 - Сравнительная таблица

Тип воздействия	β, см·с	δср, см
Выдержка без перемешивания в миксере с плотной футеровкой и нагревом зеркала металла	(0,38-0,75)·10-2	(13-26)·10-2
Выдержка с нагревом металла снизу с помощью индукционной нагревательной системы	1,7·10-2	5,9·10-2
Перемешивание металла пропеллерной мешалкой с нагревом зеркала металла	(3,9-6,4)·10-2	(1,5-2.6)·10-2
Перемешивание металла продувкой аргона с расходом 0,04 м3/т	9,8·10-2	1·10-2

Сравнение приведенных коэффициентов массопереноса подчеркивает ту большую роль, которую играет перемешивание объема металла в достижении высоких скоростей дегазации больших масс расплавленных алюминиевых сплавов. Обогрев поверхностных слоев ванны в процессе

вакуумной обработки нежелателен, так как затрудняет течение естественной конвекции. Последняя по своей интенсивности эквивалентна перемешиванию расплава с помощью механической мешалки и в ряде случаев может превосходить последнюю. Большая интенсивность перемешивания металлического расплава естественной конвекцией объясняется развитием у поверхности малых контуров циркуляции, число которых значительно превышает число нескольких более мощных контуров, возникающих в случае перемешивания металла с помощью электромагнитных устройств или мешалок, правда это утверждение справедливо для вакуумных миксеров, где высота металла весьма велика. Перенос источника тепловыделения в донные слои ванны при нагреве металла индукционной системой более чем в 2 раза увеличивает скорость дегазации. Однако наиболее высокая скорость дегазации достигается при продувке ванны в процессе вакуумной обработки пузырьками инертного газа. Резкое увеличение размеров пузырьков в поверхностных слоях ванны приводит к существенному возрастанию эффективной поверхности дегазации и турбулизации поверхностного слоя, которая способствует уменьшению ламинарного пограничного слоя $\delta_{ср}$ и заметно облегчает переход водорода через поверхность раздела фаз.

В процессе пузырькового выделения водорода, так и в случае продувки расплава инертным газом поверхностные окисные плены на расплавленных алюминиевых сплавах не могут заметно повлиять на кинетику газоудаления. Однако влияние поверхностных окисных плен может быть ощутимым в тех случаях, когда скорости перехода водорода через поверхность раздела фаз и скорости массопереноса водорода в расплаве в процессе вакуумной обработки становятся соизмеримыми. Это может быть при весьма интенсивном перемешивании глубокой ванны или при обработке больших масс расплава в тонком слое при течении металла через вакуумную камеру.

Преимущество вакуумной обработки непрерывного потока заключается в том что, металл в камеру поступает через канал, конец которого находится в глубине литейного желоба, поэтому оксидная пленка не поступает в камеру и не препятствует процессу дегазации.

Нельзя не отметить тот факт, что в определенные периоды дегазации процесс перехода водорода из расплава в пузырь и само пузырьковое газовыделение также могут определять общую скорость процесса. Так, в начальный момент дегазации, когда содержание водорода в расплаве велико, на всех взвешенных включениях в поверхностном слое небольшой глубины возникает громадное количество газовых скоплений вследствие малого расстояния между ними массоперенос водорода в расплаве осуществляется весьма быстро. А так как на отдельном включении газовое скопление может расти до определенных размеров, то переход водорода через границу раздела фаз сдерживается термодинамическими факторами. В этом случае скорость образования пузырьков (т. е. скорость пузырькового газовыделения) будет зависеть от частоты столкновений отдельных включений с газовыми

скоплениями и может лимитировать общую скорость процесса. В последующем по мере снижения содержания водорода и увеличения расстояния между отдельными газовыми скоплениями скорость массопереноса перестает быть соизмеримой со скоростью перехода водорода через границу раздела фаз, она становится меньше последней и тогда массоперенос водорода в металле начинает определять общую скорость дегазации.

Таким образом, при вакуумной обработке непрерывного потока металла поверхностные стадии процесса могут оказаться лимитирующими только в начальный момент дегазации и при наличии поверхностной окисной пленки в случае малых глубин или весьма интенсивного перемешивания глубокой ванны. При температурах вакуумной обработки алюминиевых сплавов скорость перемещения молекул водорода (так и акт молизации) от поверхности раздела металл - газ в газовую фазу, рассчитываемая по известным уравнениям молекулярно-кинетической теории газа, довольно высока и оказывает слабое влияние на кинетику процесса дегазации. Все это приводит к заключению, что фактором, определяющим скорость газоудаления как в промышленных установках в общем, так и в установках вакуумной обработки непрерывного потока конкретно, является массоперенос водорода в расплавленном металле [10].

2.5 Основные выводы по разделу

1. Имеется описание физики взаимодействия системы газ-металл с точки зрения кинематики и термодинамики процесса, а также основные зависимости влияния пониженного давления на систему газ-металл.
2. Рассмотрены основные уравнения, описывающие процесс вакуумирования, необходимые для проведения инженерного расчета вакуумной установки.
3. Приведены различные модели межфазового взаимодействия системы газ-металл.
4. Приведены особенности вакуумной обработки металла при непрерывном потоке в промышленных условиях.

3 Электрический расчет вакуумного миксера

3.1 Исходные данные для проектирования

Для проектирования электрического вакуумного миксера необходимы следующие исходные данные:

1.Сплав: алюминий

2.Параметры сплава:

а) плотность в твердом ρ_m =2700 и расплавленном $\rho_ж$ =2380 состоянии, кг/м^3;

б) начальная температура $t_н$ = 700 ^{o}C и разливки $t_р$ =750 ^{o}C;

в) энтальпия сплава i_0 =243,1 при температуре разливки, ккал/кг.

3. Полезная емкость миксера $G_п$ = 20000, кг

4. Длительность нагрева τ_1 = 6, ч.

5. Напряжение низкой стороны трансформатора, питающего миксер =380, В.

6. Частота питающей сети f = 50, Гц.

3.2 Определение мощности и геометрических размеров миксера

Выбор формы ванны миксера. Шахтного типа – камера выполнена в виде вертикального цилиндра (рисунок 3.1), т.е. шахтная печь имеет ванну в форме цилиндрической шахты с вертикальной осью. Преимущества: простота ремонта и замены футеровки ванны и удобство механизированной загрузки печи.

Перемешивание в вертикальных каналах происходит интенсивно, производить чистку каналов несложно[3].

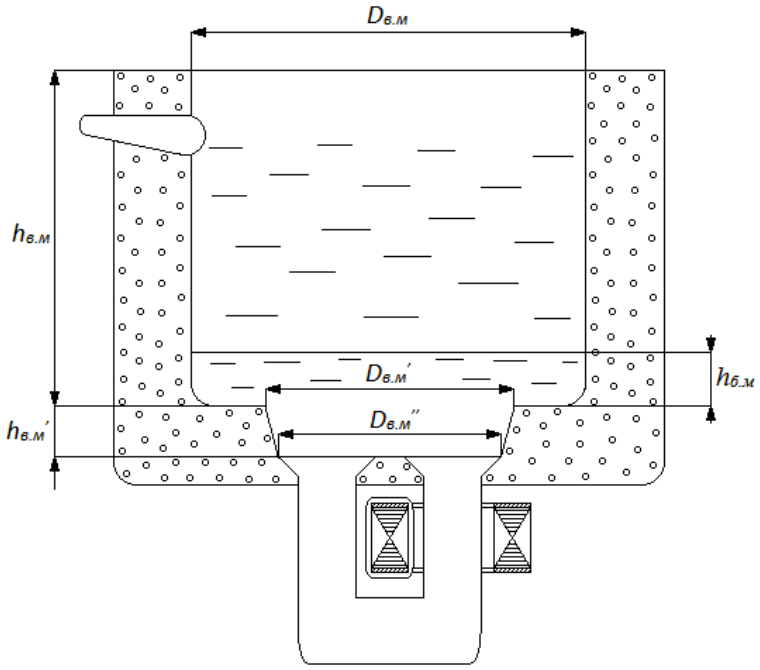


Рисунок 3.1 – Ванна миксера

Определение емкости миксера. Определение остаточной емкости (емкости болота) электрического вакуумного миксера, кг:

$$G_б = \frac{G_п \cdot k_б}{1 - k_б}, \tag{3.1}$$

где $k_б$ – коэффициент болота.

Принимаем $k_б = 0{,}15$, тогда

$$G_б = \frac{20000 \cdot 0{,}15}{1 - 0{,}15} = 3529.$$

Определение полной емкости миксера, кг:

$$G = G_п + G_б, \tag{3.2}$$

$$G = 20000 + 3529 = 23529.$$

Объем ванны миксера, заполняемый жидким металлом. Объём ванны миксера, м^3:

$$V_{в.м} = \frac{G_п}{\gamma_{мж}}, \tag{3.3}$$

$$V_{в.м} = \frac{20000}{2380} = 8{,}4.$$

Примем диаметр ванны миксера $D_{в.м} = 2{,}7$ м;

$D_{в.м}' = 1{,}3$ м;

$D_{в.м}'' = 1{,}1$ м;

$h_{в.м}' = 0{,}35$ м.

Площадь ванны миксера, м^2:

$$S_{в.м} = \frac{\pi \cdot D_{в.м}^{\ 2}}{4}, \tag{3.4}$$

$$S_{в.м} = \frac{3{,}14 \cdot 2.7^2}{4} = 5{,}72.$$

Высота ванны миксера, м:

$$h_{в.м} = \frac{V_{в.м}}{S_{в.м}} + h_{б.м}, \qquad (3.5)$$

$$h_{вм} = \frac{8,4}{5,72} + 0,172 \approx 1,642.$$

Определение мощности миксера.

Мощность, необходимая на перегрев, Вт:

$$P_п = G \cdot C \cdot \frac{(t_к - t_н)}{\tau_1}, \qquad (3.6)$$

где $t_к$ = 750 ^oC – конечная температура металла (после нагрева);

$t_н$ = 700 ^oC – начальная температура металла;

τ_1 = 21600 с - длительность подогрева жидкого металла;

С = 1020 Дж/кг·К – удельная теплоемкость расплавленного алюминия.

$$P_п = 23529 \cdot 1020 \frac{(750 - 700)}{21600} \approx 55555.$$

Подводимая к миксеру активная мощность, Вт:

$$P = \frac{P_п}{\eta}, \qquad (3.7)$$

где η - общий коэффициент полезного действия (КПД) миксера.

Примем ориентировочно η = 0,5, тогда

$$P = \frac{55555}{0,5} = 111110.$$

Полная мощность миксера, В·А:

$$S = \frac{P}{\cos\varphi}. \qquad (3.8)$$

Примем cos φ = 0,2, тогда

$$S_п = \frac{111110}{0.2} = 555546.$$

По результатам расчета удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т:

$$W' = \frac{P \cdot \tau_1}{G}, \qquad (3.9)$$

$$W' = \frac{111110 \cdot 6}{23528} = 28{,}33.$$

3.3 Расчет индукционной единицы.

Расчет поперечного сечения магнитопровода печного трансформатора [3].

Число витков индуктора:

$$N_и = \frac{U_и}{U_{1витка}}. \qquad (3.10)$$

Примем напряжение одного витка $U_{1витка}$ = 12 В, тогда

$$N_и = \frac{380}{12} \approx 32.$$

Сечение магнитопровода печного трансформатора, м^2:

$$S_c' = \frac{U_{1витка}}{4{,}44 \cdot f \cdot B_m}, \qquad (3.11)$$

где $B_т$ - магнитная индукция в магнитопроводе печного трансформатора, Тл. Примем $B_т$ = 0,68, тогда

$$S_c' = \frac{12}{4{,}44 \cdot 50 \cdot 0{,}68} = 0{,}079.$$

Магнитный поток в магнитопроводе печного трансформатора, Вб:

$$Ф_m = B_m \cdot S_c', \qquad (3.12)$$

$$Ф_m = 0{,}68 \cdot 0{,}08 = 0{,}054.$$

Площадь сечения стержня печного трансформатора с учетом межлистовой изоляции, м^2:

$$S_c = \frac{S_c'}{k_з}, \qquad (3.13)$$

где $к_з$ - коэффициент заполнения сталью.

Примем $к_з$ = 0,9, тогда

$$S_c = \frac{0{,}079}{0.9} = 0{,}088.$$

Принимаем размеры магнитопровода 0,22·0,40 м^2.
ЭДС индуктора миксера, В:

$$E_и = 4{,}44 \cdot \Phi_m \cdot f \cdot N_и, \qquad (3.14)$$

$$E_и = 4{,}44 \cdot 0{,}054 \cdot 50 \cdot 32 = 383{,}616.$$

Ток в индукторе, А:

$$I_и = \frac{P_n}{U_и \cdot \cos\varphi}, \qquad (3.15)$$

$$I_и = \frac{111110}{380 \cdot 0{,}2} = 1447.$$

Полная мощность миксера, В·А:

$$S = U_и \cdot I_и \approx E_и \cdot I_и, \qquad (3.16)$$

$$S = 555546 \approx 55546.$$

Расчет геометрических размеров и числа витков индуктора.
Площадь сечения проводника индуктора, м^2:

$$S_м = \frac{I_и}{j_и}, \qquad (3.17)$$

где $j_и$ – плотность тока в индукторе миксера. Исходя из внутреннего водяного охлаждения обмотки индуктора, примем $j_и$ = 15 А/мм^2, тогда

$$S_м = \frac{1447}{15000000} = 0{,}000096. \qquad (3.18)$$

В качестве провода индуктора принимаем медную трубку прямоугольного сечения с размерами: А=10 мм, осевой В=15 мм, и толщиной стенки 2 мм, радиус закругления r = 4·10^{-3} м.

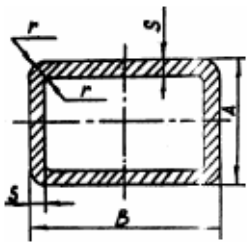


Рисунок 3.2 – Поперечное сечение трубки индуктора.Сечение выбранной трубки 100 мм^2 (0.0001 м^2). Предварительная оценка толщины межвитковой изоляции, приходящейся на один виток индуктора, производится с использованием коэффициента заполнения индуктора $k_{з.и}$ = 0.83, мм:

$$\delta_{из} = \frac{B \cdot (1 - k_{з.и})}{2 \cdot k_{з.и}}, \tag{3.19}$$

$$\delta_{из} = \frac{B \cdot (1 - k_{з.и})}{2 \cdot k_{з.и}} = 1{,}02.$$

Высота обмотки индуктора (рисунок 3.3) , мм:

$$a_и = N_и \cdot (B + 2 \cdot \delta_{из}), \tag{3.20}$$

$$a_и = 32 \cdot (15 + 2 \cdot 1) = 544.$$

Длина одного витка индуктора, мм:

$$l_{витка} = 2 \cdot (220 + 10 + 400 + 15) + 2 = 1292.$$

Длина стержня магнитопровода печного трансформатора, мм:

$$l_{ст} = a_и + 2 \cdot \delta, \tag{3.21}$$

где δ = 18 мм – расстояние от обмотки до стрежня

$$l_{ст} = 544 + 2 \cdot 18 = 580.$$

Учитывая диаметр продольного канала и толщину футеровки (рисунок 3.3), примем l_{c1}= l_{c3}=780 мм.
Полная длина магнитопровода определяется, м:

$$l_c = 2 \cdot (l_{c1} + l_{ст}), \tag{3.22}$$

$$l_c = 2 \cdot (0{,}78 + 0{,}58) = 2{,}72.$$

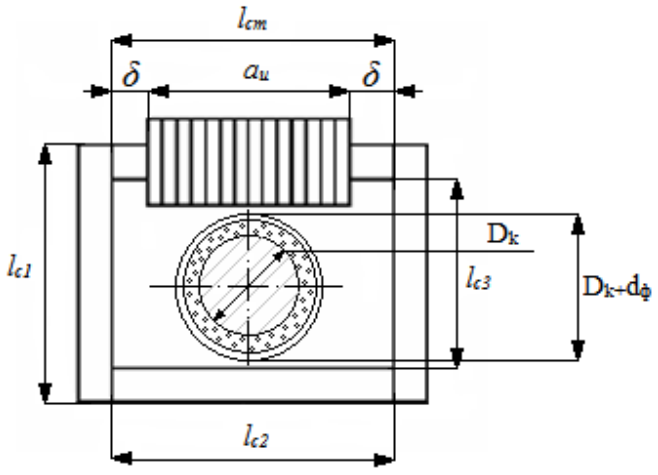


Рисунок 3.3 – Поперечное сечение индукционной единицы

Масса меди индуктора определяется по выражению, кг:

$$m_м = \gamma_м \cdot l_{витка} \cdot N_и \cdot S_м, \qquad (3.23)$$

где $\gamma_м$ = 8900 кг/м^3 – плотность меди

$$m_м = 8900 \cdot 1{,}292 \cdot 32 \cdot 0{,}0001 = 36{,}8.$$

Масса стали магнитопровода определяется, кг:

$$m_c = \gamma_c \cdot l_c \cdot S_c, \qquad (3.24)$$

где γ_c = 7700 кг/м^3 – плотность стали.

$$m_c = 7700 \cdot 2{,}72 \cdot 0{,}088 = 1850.$$

Расчет геометрических размеров канальной части индукционной единицы.

Из практики проектирования ИКП для алюминиевых сплавов, учитывая высокую окисляемость алюминия и необходимость постоянной механической чистки продольных каналов, принимаем
диаметр вертикальных каналов D_k = 0,16 м;
длину вертикальных каналов $l_{в.к}$ = 1,25 м;
сечение поперечного канала $S_{п.к.}$ = 0,0625м^2;
длину поперечного канала $l_{п.к}$ = 0,65 м
толщину футеровки между каналом и проемом подового камня $d_ф$ = 0,05 м.

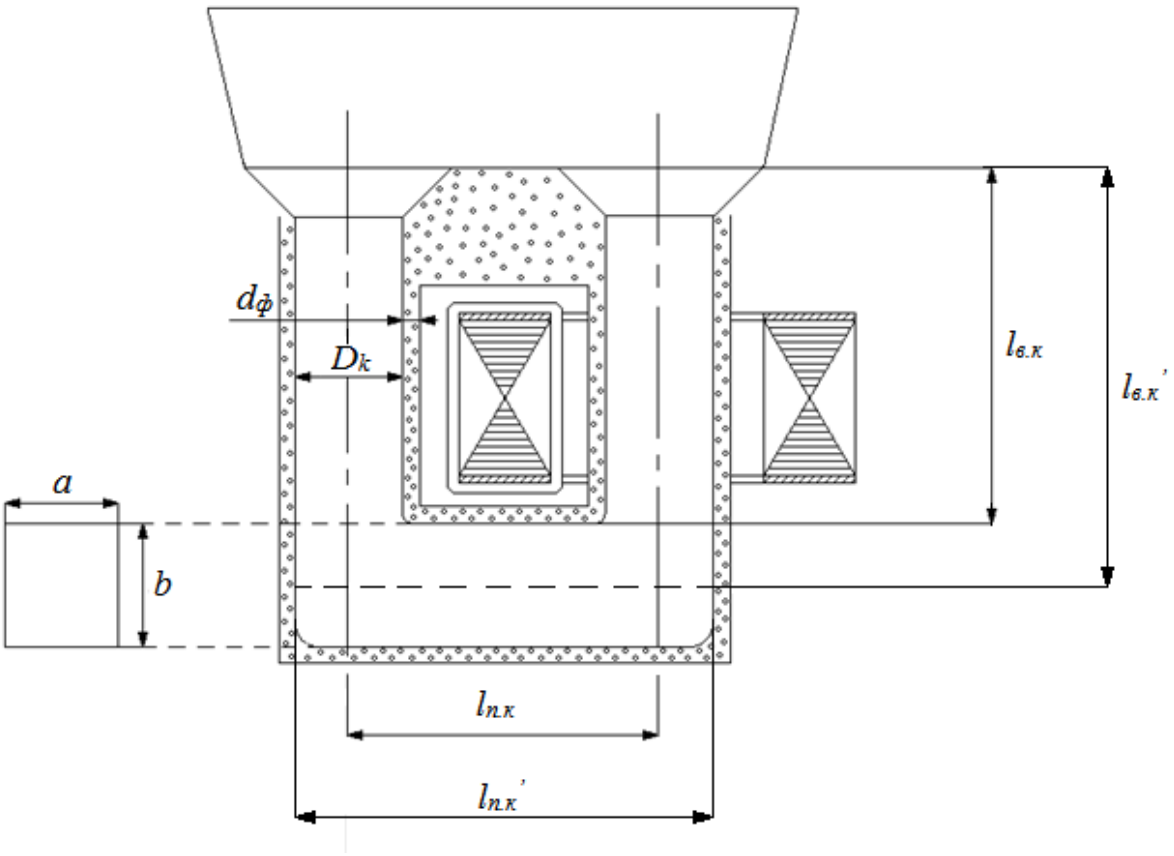


Рисунок 3.4 – канальная часть индукционной единицы

Сечение продольных каналов определяется, м^2:

$$S_{в.к} = \frac{\pi \cdot D_k^{\ 2}}{4}, \tag{3.25}$$

$$S_{в.к} = \frac{3{,}14 \cdot 0{,}16^2}{4} = 0{,}02.$$

Объем продольных каналов печи определяется, м^3:

$$V_{в.к} = 2 \cdot l_{в.к} \cdot S_{в.к}, \tag{3.26}$$

$$V_{в.к} = 2 \cdot 1{,}25 \cdot 0{,}02 = 0{,}05.$$

Объём поперечного канала, м^3:

$$V_{п.к} = S_{п.к} \cdot l_{п.к}^{\ '}, \tag{3.27}$$

$$V_{п.к} = 0{,}0625 \cdot 0{,}81 = 0{,}051.$$

Объём каналов, м^3:

$$V_к = V_{п.к} + V_в, \tag{3.28}$$

$$V_к = 0{,}051 + 0{,}05 = 0{,}101.$$

Масса металла в каналах определяется, кг:

$$м_{м..к.} = \gamma_{м.ж.} \cdot V_{к.}, \tag{3.29}$$

$$м_{м..к.} = 2380 \cdot 0{,}101 = 240.$$

Объём болота, м^3:

$$V_б = \frac{G_б}{\gamma_{м.ж.}}, \tag{3.30}$$

$$V_б = \frac{3529}{2380} = 1{,}483.$$

Высота несливаемой части жидкого металла в ванне печи определяется, м:

$$h_{б.м.} = \frac{V''_б}{S_{в.м}}, \tag{3.31}$$

Объем несливаемой части жидкого металла в ванне миксера, м^3:

$$V''_б = V_б - V'_{в.м} - V_к, \tag{3.32}$$

$$V'_{в.м} = S'_{вм} \cdot h'_{в.м}, \tag{3.33}$$

$$S'_{в.м.} = \frac{\pi}{4} \cdot \left(\frac{D'_{в.м} + D''_{в.м}}{2}\right)^2, \tag{3.34}$$

$$S'_{в.м.} = \frac{3{,}14}{4} \cdot \left(\frac{1{,}3 + 1{,}1}{2}\right)^2 = 1{,}13.$$

$$V'_{в.м} = 1{,}13 \cdot 0{,}35 = 0{,}396.$$

$$V''_б = 1{,}483 - 0{,}396 - 0{,}101 = 0{,}986.$$

$$h_{б.м} = \frac{0{,}986}{5{,}72} = 0{,}172.$$

3.4 Параметры индукционной единицы и выбор мощности конденсаторной батареи

Глубина проникновения тока в расплаве определяется по выражению, м:

$$\Delta_2 = \sqrt{\frac{2\rho_2}{\mu \cdot \mu_0 \cdot 2\pi \cdot f_2}}, \qquad (3.35)$$

где, ρ_2 = 24 ·10^{-8} Ом·м - удельное сопротивление расплавляемого металла в жидком состоянии;

$\mu_o = 4\pi \cdot 10^{-7}$ Гн/м;

f_2- частота тока в жидком металле в канале (f_2=f).

$$\Delta_2 = \sqrt{\frac{2 \cdot 24 \cdot 10^{-8}}{1 \cdot 4\pi \cdot 10^{-7} \cdot 2\pi \cdot 50}} = 0{,}035.$$

Ток в канале индукционной единицы определяется, А:

$$I_к = I_и \cdot N_и, \qquad (3.36)$$

$$I_к = 1447 \cdot 32 = 46295.$$

Плотность тока в жидком металле в канале печи, А/мм^2:

$$j_к = \frac{I_к}{S_{в.к}}, \qquad (3.37)$$

$$j_к = \frac{46295}{0{,}02} = 2{,}3.$$

Активное сопротивление меди индуктора определяется по выражению, Ом:

$$R_1 = \frac{1{,}15\rho_1 \cdot N_и \cdot L_{витка}}{S_м}, \qquad (3.38)$$

где ρ_1 = 1,7 ·10^{-8} Ом·м - удельное сопротивление меди

$$R_1 = \frac{1{,}15 \cdot 1{,}7 \cdot 10^{-8} \cdot 32 \cdot 1{,}292}{100 \cdot 10^{-6}} = 0{,}008.$$

Мощность потерь в меди индуктора определяется, Вт:

$$\Delta P_u = R_1 \cdot I_u^{\ 2}, \tag{3.39}$$

$$\Delta P_u = 1447^2 \cdot 0{,}008 = 17540.$$

Мощность потерь в стали магнитопровода печного трансформатора определяется, Вт:

$$\Delta P_{cm} = p_c \cdot m_c, \tag{3.40}$$

где, p_c =1,2 Вт/кг - значение удельных потерь в стали магнитопровода

$$\Delta P_{cm} = 1{,}2 \cdot 1850 = 2220.$$

Активное сопротивление канала, Ом:

$$R_2 = \rho_{al} \cdot \frac{l_{в.к}^{\ '}}{S_k^{\ '}}, \tag{3.41}$$

где $l_к^{\ '}$=2,67 м – длина канальной части по средней линии (рисунок 3.4);
$S_k^{\ '}$ – площадь сечения канала, через которую протекает ток.

$$S_к^{\ '} = S_{в.к} - \frac{(D_к - \Delta)^2}{4},$$

$$S_к^{\ '} = 0{,}02 - \frac{(0{,}16 - 0{,}035)^2}{4} = 0{,}0161.$$

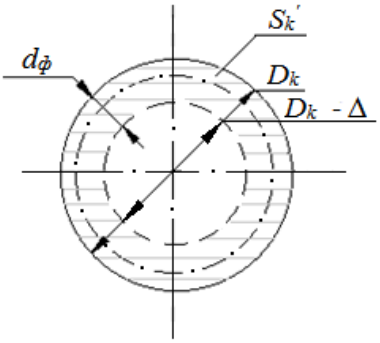


Рисунок 3.5 – Сечение канала

$$R_2 = \frac{2{,}67}{3{,}34 \cdot 10^6 \cdot 0{,}0161} = 0{,}00005.$$

Активная мощность, передаваемая в канал печи, определяется, Вт:

$$P_к = R_2 \cdot I_k^{\ 2}, \qquad (3.42)$$

$$P_к = 46295^2 \cdot 0{,}00005 = 70161.$$

Приведенное сопротивление расплавленного металла в канале, Ом:

$$R_2^{\ '} = N_u^{\ 2} \cdot R_2, \qquad (3.43)$$

$$R_2^{\ '} = 32^2 \cdot 0{,}00005 = 0{,}051.$$

Активно сопротивление нагруженного индуктора, Ом

$$R_u = R_1 + R_2^{\ '}, \qquad (3.44)$$

$$R_u = 0{,}008 + 0{,}051 = 0{,}059.$$

Площадь зазора, м^2:

$$S_з = S_{ок} - S_u, \qquad (3.45)$$

где $S_{ок}$ – площадь окна, м^2;
$S_и$ – площадь индуктора, м^2 (рисуок3.6).

Площадь окна, м^2:

$$S_{ок} = l_{п.к.}^{\ "} \cdot l_{в.к}, \qquad (3.46)$$

$$S_{ок} = 0{,}49 \cdot 1{,}25 = 0{,}6125.$$

Площадь индуктора, м^2:

$$S_u = S_c + S_{кат}, \qquad (3.47)$$

где $S_{кат}$ – площадь катушки

$$S_{кат} = A \cdot l_{витка}, \qquad (3.48)$$

$$S_{кат} = 0{,}01 \cdot 1{,}292 = 0{,}013.$$

$$S_u = 0{,}088 + 0{,}013 = 0{,}101,$$

$S_з = 0{,}6125 - 0{,}101 = 0{,}511$.

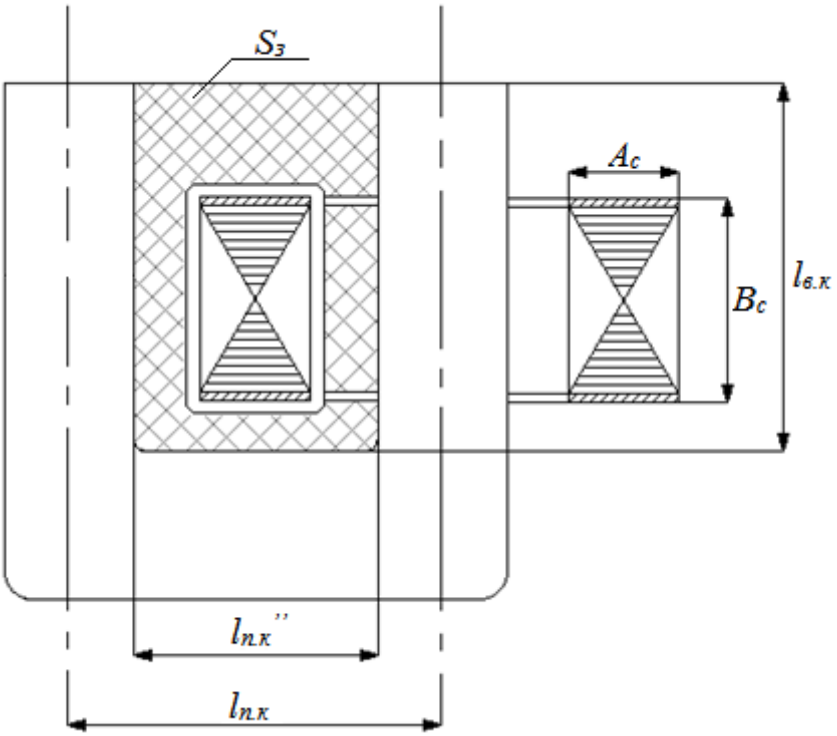


Рисунок 3.6 – К определению площади $S_з$

Индуктивное сопротивление нагруженного индуктора, Ом:

$$X_u = \frac{8 \cdot f \cdot S_з \cdot N_u^{\ 2} \cdot K}{a_u} \cdot 10^{-6}, \qquad (3.49)$$

где К = 0б755 – коэффициент, полученный эмпирическим путем

$$X_u = \frac{8 \cdot 50 \cdot 0{,}511 \cdot 32^2 \cdot 0{,}755}{0{,}544} \cdot 10^{-6} = 0{,}29.$$

Полное сопротивление нагруженного индуктора, Ом:

$$Z_u = \sqrt{X_u^{\ 2} + R_u^{\ 2}}, \qquad (3.50)$$

$$Z_u = \sqrt{0{,}290^2 + 0{,}059^2} = 0{,}296.$$

Угол сдвига тока и напряжения, рад:

$$\varphi_u = arctg\,\frac{X_u}{R_u}, \tag{3.51}$$

$$\varphi_u = arctg\,\frac{0{,}290}{0{,}059} = 1{,}369.$$

Коэффициент мощности

$$\cos\varphi_u = \cos(arctg\,\frac{X_u}{R_u}), \tag{3.52}$$

$$\cos\varphi_u = \cos(1{,}369) = 0{,}2.$$

Мощность конденсаторной батареи, необходимой для повышения коэффициента мощности, В·А:

$$Q_c = P \cdot (tg\varphi_u - tg\varphi_1), \tag{3.53}$$

где φ_1 – угол сдвига тока и напряжения после компенсации

$$Q_c = 111110 \cdot (4{,}895 - 0{,}087) = 267123.$$

Электрический коэффициент полезного действия

$$\eta_э = \frac{P_к}{P}, \tag{3.54}$$

$$\eta_э = \frac{70161}{111110} = 0{,}63.$$

На рисунке3.7 и рисунке 3.8 представлены схема замещения индукционной единицы и векторная диаграмма токов и напряжений.

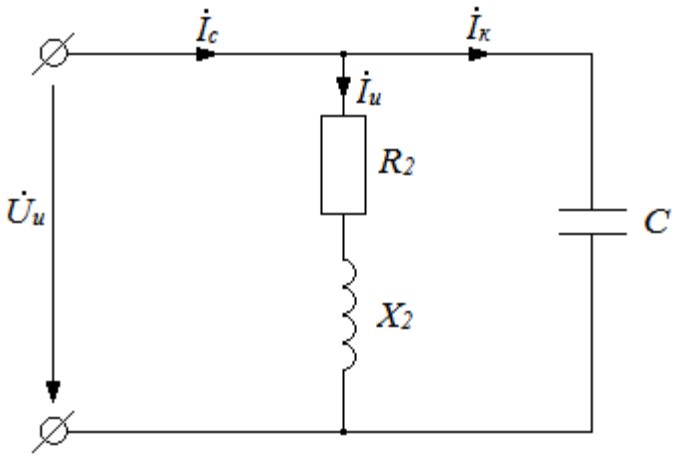


Рисунок 3.7 – Схема замещения индукционной единицы с компесирующим конденсатором

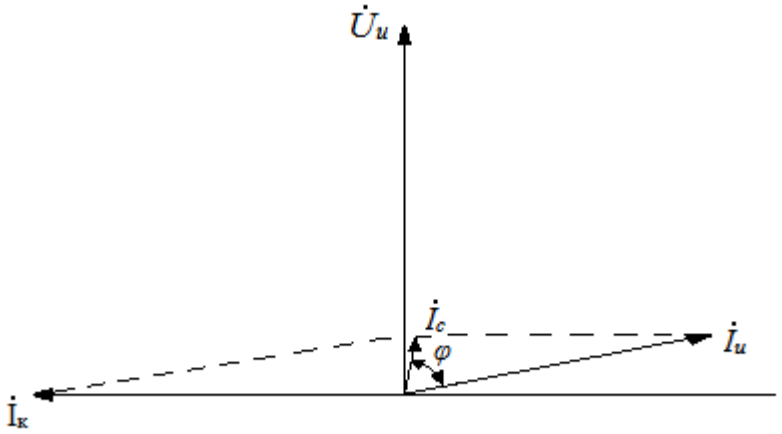


Рисунок 3.8 – Векторная диаграмма токов и напряжений

3.5 Основные выводы по разделу

1. Произведен расчет геометрических размеров, параметров и режимов работы вакуумного миксера.
2. Спроектированный вакуумный миксер с идукционной единицей удовлетворяет техническому заданию.
3. Произведен выбор реактивной мощности компенсирующих кондесаторов и повышен коэффициент мощности установки.

4 Описание установки приготовления алюминиевых расплавов с вакуумным миксером

4.1 Основное и вспомогательное оборудование установки

Основное и вспомогательное оборудование включает в себя вакуумную систему, автоматические защитные устройства (АЗУ), контрольно-измерительную аппаратуру.

Вакуумная система. Совокупность оборудования приборов и аппаратов, включая откачные устройства, вакуумопроводы, арматуру, обеспечивающие создание и поддержание необходимого для проведения технологического процесса давления, представляет собой вакуумную систему.

В систему откачки вакуумного миксера входят два водокольцевых насоса (ВВН-1-6), два роторных насоса (НВЗ-300), ловушки, фильтры, вакуумопроводы и вакуумная аппаратура.

Выбор количества и типа насосов, необходимых для создания и поддержания заданного давления в миксере зависит от характера технологического процесса, газовыделения, максимально допустимого давления. При составлении схемы откачки, учтены требования повышенной надежности во время технологического цикла. Бесперебойная работа насосов не может быть гарантирована в течение всего процесса работы, поэтому в схеме предусмотрены резервные насосы. В связи с этим схема допускает подключение и отключение дополнительных насосов.

Вакуумная арматура. При работе миксера могут складываться ситуации при которых необходимо немедленное перекрытие тех или иных участков вакуумпровода. Обычно это требуется при аварийном отключении напряжения от механических насосов, так как в противном случае атмосферный воздух через остановившиеся насосы может попасть в миксер вместе с вакуумным маслом. Для такого отключения схема откачки имеет соответствующую запорную арматуру (клапан вакуумный ВРП2-100У4.2).

Фильтры. Для защиты ротационных вакуумных насосов от попадания в них твердых частиц, уносимых с потоком газа при откачке миксера, применяют фильтры. При эксплуатации необходимо периодически очищать фильтрующий элемент и стенки корпуса от пыли.

Ловушки. При откачке воздуха из миксера вакуумными ротационными насосами с масляным уплотнением, в миксер может поступать испаряющееся в насосах масло. Для снижения миграции паров масла в миксер, а иногда и для защиты насосов от паров воды, содержащихся в откачиваемых газах, применяются ловушки, устанавливаемые в линии, соединяющей соответствующий насос с миксером.

Вакуумные трубопроводы и фланцевые соединения. Под вакуумным трубопроводом понимают систему труб, соединяющих вакуумный миксер с насосами предварительного разрежения (ВВН-1-6) и с высоковакуумными

насосами (НВЗ-300). Поскольку длина патрубков высоковакуумной откачки резко влияет на их проводимость, последние выполняются очень короткими. Вакуумные трубопроводы собираются из стальных бесшовных труб, так как стальные газовые трубы не обладают требуемой герметичностью. Все неразъемные соединения труб осуществляются электрической или газовой сваркой, разъемные соединения – с помощью фланцев или штуцеров с накидными гайками.

Контрольно-измерительная аппаратура. Для осуществления технологического процесса предусматривается контрольно-измерительная система, состоящая из вакуумметров, манометра, мановакуумметров и других.

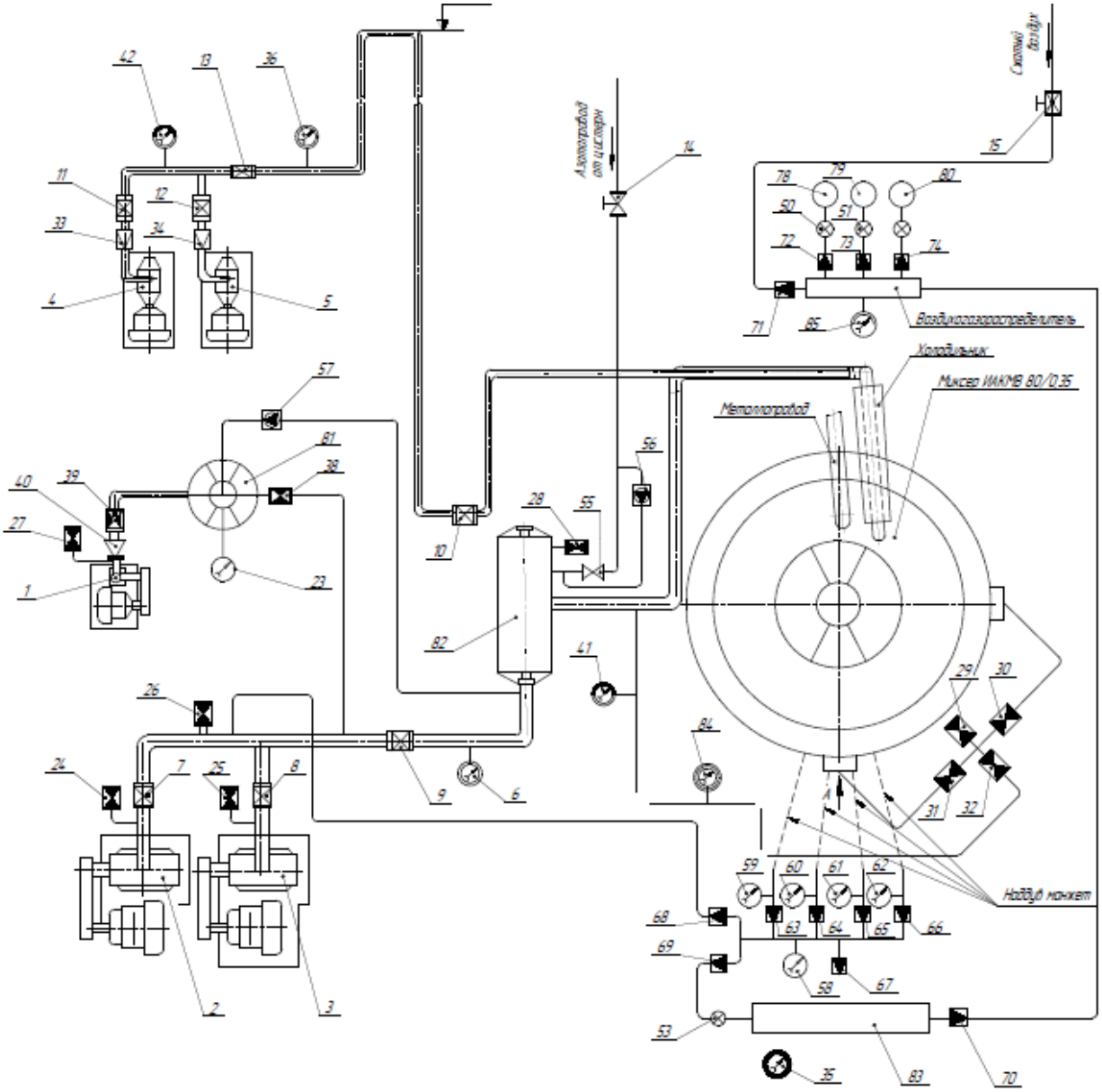
4.2 Принцип действия установки

Установка вакуумного миксера со схемой вакуумирования работает следующим образом.

После расплавления и доведения расплава в плавильной печи до заданного состояния, что определяется пробами по химическому составу, к ваннам плавильной печи и миксера устанавливается сифон. Для работы сифонного перелива, необходимо чтобы плавильная печь располагалась выше, чем вакуумный миксер. В сифоне создается вакуум и металл перетекает из печи в миксер.

Сифон представляет собой стальную трубу, внутри которой располагается футеровка, которая снижает тепловые потери при переливе металла. Для создания вакуума в сифоне имеется клапан, который сделан из тонкой алюминиевой фольги. Расплавленный металл, который идет из печи расплавляет эту мембрану. При следующем использование эту мембрану восстанавливают. После наполнения миксера расплавом весь шлак, грязь собираются сверху. Крышка миксера поднимается и происходит удаления загрязнений. Далее крышка закрывается герметично обратно.

Начинает работать система вакуумирования и давление в ванне миксера уменьшается до заданной величины, контролируемой измерительными приборами. При высоком вакууме из расплава удаляется водород и происходит рафинирование расплава. После выдержки определенного времени установка готовится к литью. Если при этом открыть отверстие летки, то металл из миксера не польется за счет вакуума в ванне миксера. Для того, чтобы металл пошел из миксера в литейную машину, необходимо в ванне миксера повысить давление. Поскольку воздух в ванну подавать нельзя, из-за того, что он окисляет алюминий, подается аргон. Подача аргона связана с расходом расплава из летки в литейную машину. Регулирование происходит автоматически с помощью насоса (АВЗ-20Д), работой которого управляет датчик. Датчик выполняет роль дозатора, он обеспечивает непрерывный процесс литья.


Сжатый воздух
Воздухораспределитель
Холодильник
Миксер ИИКМВ 80/0,35
Металлопровод
Наёбуд конкет

4.3 Основные выводы по разделу

1. Представлена система вакуумирования миксера с индукционной единицей.
2. Описано основное и вспомогательное оборудование необходимое для вакуумирования и литья.
3. Рассмотрен принцип работы электрического вакуумного миксера в плавильно-литейном комплексе для получения алюминиевых сплавов.

Заключение

1. Рассмотрены методы и устройства рафинирования алюминиевых расплавов в плавильно-литейных агрегатах.

2. Сделан вывод о перспективности применения в цветной металлургии установок вакуумного МГД-рафинирования с проточным течением металла. Достоинствами вакуумного МГД-рафинирования является отсутствие вращающихся частей (вращающийся ротор и т. п.), надежность и безопасность эксплуатации.

3. Представлено описание физики взаимодействия системы газ-металл с точки зрения кинематики и термодинамики процесса, а также основные зависимости влияния пониженного давления на систему газ-металл. Приведены основные уравнения, описывающие процесс вакуумирования, различные модели межфазового взаимодействия системы газ-металл и особенности вакуумной обработки металла при непрерывном потоке в промышленных условиях.

4. В результате электрического расчета определены геометриеские размеры и энергетические характеристики индукционной единицы – источника нагрева расплава в миксере. Произведен выбор реактивной мощности компенсирующих кондесаторов и повышен коэффициент мощности установки.

5. На основе исходных данных технического задания определены размеры ванны вакуумного миксера с привязкой индукционной единицы и описаны режимы работы установки.

6. Представлена система вакуумирования миксера с индукционной единицей, описано основное и вспомогательное оборудование необходимое для вакуумирования и литья. Рассмотрен принцип работы электрического вакуумного миксера в плавильно-литейном комплексе для получения алюминиевых сплавов.

7. Спроектированный вакуумный миксер с идукционной единицей удовлетворяет техническому заданию.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Михайлов А. М. Бауман Б.В. Благов Б.Н Литейное производство: Учебник для металлургических специальностей вузов.—2-е изд., перераб. и доп.
2. Индукционные плавильные печи. Учебное пособие для вузов / Вайнберг А.М. Изд. 2-ое перераб. и доп. М.: Энергия 1967.416 с.
3. Индукционные канальные печи: Учебное пособие. 2-е изд. доп. / Л.И.Иванова, Л.С.Гробова, Б.А.Сокунов. Екатеринбург: Изд-во УГТУ - УПИ, 2002. 105 с.
4. Основы проектирования литейных цехов и заводов. Учебник для вузов /Л. Н. Фанталов, Б. В. Кнорре, В. Н. Елина и др. 2-е изд. 32 л.
5. Литейные сплавы и технология их плавки в машиностроении: Учеб. пособие для машиностроительных вузов по специальности «Машины и технология литейного производства»/В. М. Воздвиженский, В. А. Грачев, В. В. Спасский. —М.: Машиностроение, 1984. — 432 с.
6. Лейканд М.С. Вакуумные электрические печи. М.: Энергия, 1968.-328 с.
7. Фарбан С.А., Колобнев И.Ф. Индукционные печи.-М.: Металлургия, 1968.-496 с.
8. Волочко, А. Т. Алюминий: технологиии оборудование для получения литых изделий/ А. Т. Волочко, М. А. Садоха. – Ставропольский гос. пед. ин-т, 2011. – 387 с.
9. Данилин Б.С.,Минайчев В.Е. Основы конструирования вакуумных систем.-М.: Энергия, 1971.-392 с.
10. Левич В.Г. Физико-химическая гидродинамика – М.: Физматгиз, 1959.-700с.
11. СТО 4.2-07-2010 Система менеджмента качества. Общие требования к построению, изложению и оформлению документов учебной и научной деятельности. - Взамен СТО 4.2-07-2014; дата введ. 22.11.2010.- Красноярск: БИК СФУ. - 57 с.