

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное автономное образовательное
учреждение высшего образования
«Южно–Уральский государственный университет
(национальный исследовательский университет)»
Филиал ФГАОУ ВО «ЮУрГУ (НИУ)» в г. Златоусте
Факультет «Техники и технологии»
Кафедра «Техника и технологии производства материалов»

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой
проф., д.т.н. И.В. Чуманов

«__» _____ 2021 г.

Технология электрошлакового переплава стали марки 07Х16Н6 в условиях ООО
«ЗМЗ»

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ

ЮУрГУ – 22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ ВКР

Руководитель проекта

_____ к. т. н., доцент
Д.А. Пятыгин
«__» _____ 2021 г.

Автор проекта

студент группы ФТТ-534
_____ П.Б. Логинов
«__» _____ 2021 г.

Технический контроль

_____ к. т. н., доцент
А.В. Рябов
«__» _____ 2021 г.

Нормоконтроль

_____ инженер В.В. Седухин
«__» _____ 2021 г.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	5
1 ОСОБЕННОСТИ АУСТЕНИТНО-МАРТЕНСИТНЫХ СТАЛЕЙ	7
2 ОСОБЕННОСТИ СТАЛИ МАРКИ 07Х16Н6	16
2.1 Характеристики стали 07Х16Н6	16
2.2 Химический состав, механические и физические свойства	17
2.3 Технологические данные	21
2.4 Требования к металлу для переплава в ЭШП	25
2.5 Дефекты слитков ЭШП	27
2.6 Кристаллизация слитков при ЭШП	32
3 ТЕХНОЛОГИЯ ВЫПЛАВКИ СТАЛИ МАРКИ 07Х16Н6 НА ООО «ЗМЗ»	35
4 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ В СТАЛЕПЛАВИЛЬНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ	79
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	85
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	86

										Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2021.313.00.00ПЗ					

ВВЕДЕНИЕ

Сегодня без высококачественного металла технический прогресс просто невозможен. В конце пятидесятых начале шестидесятых годов в практику электрошлакового производства были внедрены новые способы улучшения качества металла. Широкое применение получил один из ведущих и перспективных технологических процессов в области специальной электрометаллургии электрошлаковый переплав [1].

Металл, подвергшийся электрошлаковому переплаву, отличается высокой чистотой по неметаллическим включениям, свободен от различного рода литейных дефектов ликвационного и усадочного происхождения, обладает высокой физической однородностью и чрезвычайно высокой плотностью структуры.

Электрошлаковый переплав является достаточно гибким процессом, так как, меняя сечение расходуемого электрода, состав применяемого флюса и его количество, а также электрические параметры процесса, удается довольно в широких пределах регулировать скорость плавки. Кроме того, при электрошлаковом процессе имеется возможность получения слитков разнообразного сечения (круглого, квадратного, прямоугольного с большим соотношением длин широкой и узкой сторон). Методом электрошлакового переплава можно получить отливки самой различной формой (полые заготовки, заготовки прокатных валков, сосудов высокого давления, крупной запорной арматуры высокого давления, заготовки коленчатых валов и шатунов судовых двигателей и некоторые другие изделия).

Основные преимущества электрошлакового переплава перед другими способами получения слитка методом переплава:

- простота его обслуживания;
- возможность управления наплавлением и скоростью кристаллизации слитка;
- отсутствие усадочной раковины и пористости;
- обеспечение такого качества поверхности, которое исключает

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		5

необходимость в зачистке при горячей обработке;

– разнообразная геометрия электродов и кристаллизаторов позволяет получать слитки разнообразного сечения, фасонные отливки и полые изделия;

– хорошая рафинирующая способность процесса от неметаллических включений;

– возможность корректировки химического состава металла путем применения соответствующего флюса;

– повышение плотности металла;

– улучшение коррозионной стойкости металла;

– повышение однородности структуры и химического состава;

– общее улучшение характеристик пластичности и вязкости металла;

– возможность управления направлением и скоростью кристаллизации.

Цель дипломного проекта – разработать технологию выплавки стали 07X16H6 методом ЭШП в условиях ООО «Златоустовский Metallургический Завод».

Задачи:

- рассмотреть особенности аустенитно-мартенситных сталей;

- выявить особенности стали марки 07X16H6;

- проанализировать достоинства и недостатки метода электрошлакового переплава;

- разработать технологию выплавки стали 07X16H6 методом ЭШП в условиях ООО «Златоустовский Metallургический Завод».

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		6

1 ОСОБЕННОСТИ АУСТЕНИТНО–МАРТЕНСИТНЫХ СТАЛЕЙ

Структура на основе перенасыщенного твердого раствора углерода в железе называется мартенсит. Получается он методом переохлаждения аустенитной фазы. Другими словами, мартенсит – результат проведения закаливания сталей с содержанием углерода выше 0,3 %. Кристаллы мартенсита имеют тетрагональную структуру, где атомы железа занимают место в узлах решетки. На вид мартенсит представляет собой множественные темные иглы железа на светлом фоне. Угол наклона данных игл в среднем составляет 60 градусов относительно друг друга. Обнаружить следы углерода на поверхности мартенсита невозможно, т. к. он полностью находится в растворенном состоянии.

Мартенсит выделяется прочностью по сравнению с остальными фазами. Механические свойства до определенного момента в прямой зависимости от количества углерода в стали. Но стоит заметить, что после прохождения определенной отметки прочность падает, и начинает повышаться хрупкость.

Согласно исследованиям, проводимым в 30-х годах прошлого столетия советскими учеными, причины высоких механических характеристик мартенсита кроются в следующем:

Структура мартенсита имеет блочный характер, при том что сами блоки обладают достаточно малыми размерами.

Сопrotивление статическим искажениям, что означает устойчивость положения атомов при их смещении от идеального размещения атомов в кристаллической решетке.

В случае воздействия механических нагрузок, и как следствие пластической деформации, выделяются мельчайшие твердые частицы, блокирующие скольжение слоев относительно друг друга и повышающие твердость сплава.

Твердость мартенсита имеет валатильный характер и зависит от температуры нагрева, охлаждения и времени выдержки стали. В среднем ее значение колеблется в пределах 35-70 единиц по шкале Роквелла. Также мартенсит выделяется большим удельным объемом. Его значение выше по сравнению с другими фазовыми структурами такими как аустенит, перлит и т. д.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		7

Как следствие от всего вышесказанного, образование мартенсита сопровождается значительными изменениями стали в объеме. Это, в свою очередь, приводит к нежелательному повышению внутренней напряженности в структуре, которая в будущем может стать причиной появления трещин.

Кристаллическая структура мартенсита тетрагональна, элементарная ячейка имеет форму прямоугольного параллелепипеда, атомы железа расположены в вершинах и центре ячейки, атомы углерода в объеме ячеек. Структура неравновесна, и в ней есть большие внутренние напряжения, что в значительной степени определяет высокую твердость и прочность сталей с мартенситной структурой.

При нагреве сталей с мартенситной структурой происходит диффузионное перераспределение атомов углерода. В стали возникают две фазы - феррит, содержащий очень мало углерода (до 0,02 %) и цементит (6,67 % углерода). Элементарная ячейка феррита имеет форму куба, атомы железа расположены в вершинах и в центре куба (объемноцентрированная структура), цементит имеет ромбическую структуру. Элементарная ячейка цементита имеет форму прямоугольного параллелепипеда. Кристаллическая решетка мартенсита связана постоянными кристаллографическими соотношениями с решеткой исходной структуры аустенита, то есть плоскости с определенными кристаллографическими индексами в структуре мартенсита параллельны плоскостям с определенными индексами в структуре аустенита. Соотношение между кристаллографическими направлениями в решетках мартенсита и аустенита аналогично.

Характерной особенностью мартенсита является его высокая твердость и прочность. Чем больше в стали и, естественно, в мартенсите углерода, тем больше степень тетрагональности (искаженности) его кристаллической решетки, тем больше сопротивление пластической деформации, а следовательно, выше твердость и прочность.

При повышении концентрации углерода в стали до 0,6...0,7 % и более твердость возрастает до 65...66 HRC. Предел прочности (временное

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		8

сопротивление σ_B) мартенсита при такой же концентрации углерода достигает 2400...2600 МПа. Это в 2,5 раза выше прочности малоуглеродистого мартенсита, содержащего 0,015 % углерода (до 1000 МПа). Вместе с тем мартенсит обладает низкой пластичностью. С увеличением содержания углерода возрастает его склонность к хрупкому разрушению; в испытаниях на растяжение стали разрушаются хрупко уже при содержании углерода более 0,35 %.

Мартенсит имеет наибольший удельный объем по сравнению с аустенитом и другими фазами стали. Поэтому мартенситное превращение протекает с увеличением объема, которое является одной из основных причин возникновения при закалке сталей значительных напряжений и, как следствие, деформации стальных изделий или даже образования трещин.

Теория получения аустенитно-мартенситных сталей

Во время закалки углеродистой стали, содержащей более 0,25 – 0,3 % углерода, наблюдается резкое изменение ее свойств. Сталь получает структуру мартенсита. При определенной температуре нагревания и последующем охлаждении из аустенитных зерен образуются кристаллы мартенсита. В основе полиморфного мартенситного превращения лежит бездиффузный механизм превращения гамма-железа аустенита с гранцентрированной кубической решеткой кристаллов (ГЦК) аустенита в альфа-железо с объемно центрированной решеткой (ОЦК) мартенсита.

Процесс перекристаллизации происходит с высокими почти дозвуковыми скоростями, благодаря когерентной связи растущих кристаллов мартенсита с исходными кристаллами аустенита. Чем больше структурное и размерное соответствие, тем тоньше иглы мартенсита.

Мартенситная структура представляет собой пересыщенный раствор углерода в альфа-железе, его кристаллы имеют форму призмы. От концентрации углерода и легирующих элементов зависит увеличение длины призмы и уменьшение ее основания, и соответственно повышение прочности и твердости мартенситной стали. Вследствие большой упругости и малой подвижности атомов мартенситное

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		9

превращение происходит путем кооперативного координированного смещения атомов на расстояния меньше межатомных. Вновь образованная мартенситная фаза является неравновесной системой.

Благодаря пластинчатой (игольчатой) форме кристаллов и пластической деформации (фазовому наклепу), происходящему по мере увеличения несоответствия в положении атомов и нарушения когерентности, мартенситные структуры обладают более высокой прочностью, твердостью и меньшей пластичностью по сравнению с исходными кристаллами аустенитной структуры. Существуют гипотезы о волновой природе процесса пластической деформации. Структура аустенитно-мартенситных сталей представлена на рисунке 1.

Рисунок 1 – Структура аустенитно-мартенситных сталей

Физический механизм образования мартенсита принципиально отличается от механизма других процессов, происходящих в стали при нагреве и охлаждении. Другие процессы диффузионны, то есть атомы перемещаются с малой скоростью, например, при медленном охлаждении аустенита создаются зародыши кристаллов феррита и цементита, к ним в результате диффузии пристраиваются дополнительные атомы и, наконец, весь объем приобретает перлитную или феррито-перлитную структуру. Мартенситное превращение бездиффузионно (сдвиговое превращение), атомы перемещаются с большой скоростью по сдвиговому механизму, скорость распространения порядка тысячи метров в секунду.

Условием для такого явления, как мартенситное превращение, выступает не фиксированная температура, а определенный температурный промежуток. Верхняя граница этого интервала соответствует температуре, которая меньше температуры начала аустенитного распада на несколько сот градусов. Окончание данного процесса происходит при температуре, которая значительно ниже

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		10

комнатной. Такие условия формирования мартенсита связаны с тем, что при этом в структуре сплава присутствует еще и остаточный аустенит.

Количество мартенсита в структуре стали можно увеличить, если подвергнуть сплав пластической деформации. Это необходимо делать при температурном режиме, требующемся для мартенситного превращения. Аустенит может превращаться в мартенсит и в том случае, если сплав подвергается пластической деформации и при комнатной температуре. Схема структурных изменений мартенсита при нагреве предоставлена на рисунке 2.

Рисунок 2 – Схема структурных изменений мартенсита при нагреве

Рассматриваемое образование в структуре стали может принимать форму, которая называется мартенсит отпуска. Условиями для его формирования является нагрев сплава до температуры, которая ниже, чем температура преобразования феррита в аустенит. Характерной чертой процесса, при котором образуется мартенсит отпуска, является то, что мартенсит, имеющий игольчатую или пластинчатую форму, превращается в карбидные включения сферической конфигурации.

Суть преобразования начальной структуры сплава в мартенситную заключается в том, что молекулы в составе кристаллов такого сплава начинают упорядоченно передвигаться, меняя свое расположение относительно друг друга и, соответственно, формируя кристаллические решетки новой конфигурации. Таким образом, происходит не разрушение, а только деформация ячеек кристаллической решетки, что и приводит к образованию новой структуры сплава. Образование кристаллов мартенсита в зерне аустенита представлено на рисунке 3.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		11

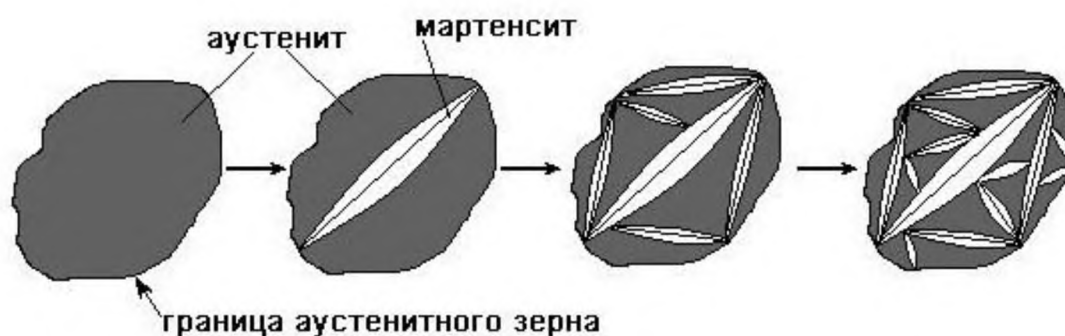


Рисунок 3 - Образование кристаллов мартенсита в зерне аустенита

Для мартенситного преобразования структуры сплава, при котором происходит не разрушение, а видоизменение кристаллических решеток ячеек, формирующих его структуру, требуется очень незначительное количество энергии. Это способствует тому, что такие изменения происходят с высокой скоростью. Результаты подобных преобразований, а также условия их протекания позволяют эффективно менять характеристики сплавов, в которых они происходят, используя для этого методы термического или механического воздействия.

Область применения аустенитно-мартенситных сталей

Обладая специфическими, а в некоторых случаях уникальными свойствами стали мартенситной группы применяются для изготовления деталей, работающих в сложных технических и химических условиях. Из них изготавливают:

- элементы газовых и паровых турбин (в частности роторы, диафрагмы, лопатки и корпуса);
- детали сварочных аппаратов;
- сосуды высокого давления, которые должны выдерживать 16 МПа;
- комплектующие насосов высоко давления;
- пружины способные выдерживать большие нагрузки;

- отдельные детали котлов, трубопроводов, коллекторов по которым проходит жидкость с высокой температурой или пар;
- инструменты различного назначения (режущие, измерительные, обрабатывающие);
- медицинские инструменты и отдельные части оборудования. Процесс выплавки аустенитно-мартенситных сталей предоставлен на рисунке 4.

Рисунок 4 – Процесс выплавки аустенитно-мартенситных сталей

Основными недостатками таких сталей являются: трудности, возникающие при механической обработке и сварке отдельных деталей. Для решения второй задачи необходимо создавать специальные условия для сварки.

У мартенситной структуры кристаллической решетки стали ярко выражены магнитные свойства. Мартенсит – ферромагнетик в чистом виде. Однако выдержать идеальный химический состав сложно. Углеродистые мартенситные стали, легированные молибденом, кобальтом и хромом (EX9K15M2), кобальтом и хромом (EX5K6), хромом (EX3) можно отнести магнитотвердыми материалами.

Легирование кобальтом наиболее эффективно с точки зрения магнетизма – у атомов кобальта присутствует магнитный момент, таким образом, остаточная индукция мартенсита возрастает. Низкая цена и легкость механической и термической обработки дает возможность применения мартенситных сталей в магнитных системах в качестве переключателей для изменения направления при подаче управляющих сигналов. Технологии сварки мартенситных сплавов усложняются повышенной хрупкостью металла после закалки. Эти типы стали варят после предварительного нагрева примерно от 200 °С до 450 °С, температура окружающей среды не должна быть отрицательной. Обычно детали из стали мартенситной группы сваривают методами ручной дуговой сварки электродами, покрытыми специальными составами. Иногда используют и другие виды сварки: аргонодуговые, электрошлаковые, под флюсом.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		13

Аналогичные мартенситные превращения, когда атомы не меняются местами, а только смещаются друг относительно друга на расстояния, меньшие, чем межатомные (сокращение межатомных связей и изменение углов между ними), наблюдаются не только в сплавах железа, но и в других полиморфных кристаллах. Такие превращения, их еще называют метаморфозными, имеют место в сталях, чистых металлах: железе, кобальте, титане, литии, как минимум в 35 металлах, в твердых растворах на их основе, в полупроводниках и в полимерах, в интерметаллидах.

В отличие от нормальных равновесных полиморфных превращений мартенситные превращения бездиффузны и метастабильны. Эти превращения носят неравновесный характер. Физика металлов гласит: неравновесные состояния должны быть саморганизованными. С точки зрения второго закона термодинамики мартенситные трансформации в веществах происходят с убыванием энтропии. Это означает, что кристаллические структуры таких превращений являются результатом самоорганизации, а их параметры приближаются к сверхкритическим.

Структура интерметаллида моноалюминида никеля после мартенситного превращения способна выдерживать температуры до 1300 °С при высоких нагрузках, но из-за повышенной хрупкости применяется только в качестве жаростойкого покрытия газотурбинных двигателей. Некоторые интерметаллиды с мартенситными структурами, имеющими в своем составе, платину используют в качестве катализаторов в производстве азота. В связи с ужесточением экологических норм для автомобилей ведутся разработки по дожиганию продуктов сгорания с применением интерметаллидов.

На кристаллах некоторых полупроводников (кремний, германий) можно наблюдать прямые или обратные бездиффузные фазовые переходы состояний. Эксперименты по термообработке кремниевых пластин были реализованы на производстве с 20 % экономическим эффектом. Исследуя процесс обратимости мартенситных трансформаций на перекристаллизации сплава TiNi (интерметаллида), обнаружено изменение размеров образцов.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		14

На крупносерийных и массовых производствах для закалки стальных изделий используют автоматические конвейерные линии, на которых производится полный цикл получения необходимой мартенситной структуры для определенных марок стали.

В инструментальных цехах и на опытных производствах инструмент и детали закаляют вручную путем нагрева инструмента в муфельных печах, в ваннах с маслами, солями или расплавленными металлами. Охлаждение производится в разных средах: воде, масле, воздухе. Параметры температур и процесса закалки разрабатывает технолог согласно техническим нормам и марочникам стали.

Поверхностный нагрев осуществляют в тех случаях, когда нужно повысить прочность наружных слоев изделий при сохранении мягкой сердцевины. Поверхностная закалка производится в генераторах высокой частоты.

В зависимости от требуемой температуры нагрева применяют различные соли или смеси солей; так при высокотемпературных нагревах (1000-1300 °С), используют расплавленный хлористый барий, при нагревах до 750-950 °С используют смеси солей хлористого бария, хлористого калия и хлористого натрия. При низкотемпературных нагревах 300-550 °С используют смеси калиевой и натриевой селитры.

В качестве охлаждающих сред при закалке на мартенсит чаще всего применяют жидкие среды различной охлаждающей способности. Обычно используют воду, а скорость отвода теплоты увеличивают добавлением едкого натра. К более мягким охладителям относятся масла – минеральные и трансформаторные.

Главный технический параметр ОС - это температура нагрева. Различают 3 типа ОС - высокий, средний и низкий. Конечно, высокотемпературный отпуск является оптимальным средством обработки, поскольку чем выше температура нагрева, тем более активно будет происходить рекристаллизация металла. Однако низко- и среднетемпературные способы обработки также имеют практическую пользу, которую не стоит недооценивать.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		15

2 ОСОБЕННОСТИ СТАЛИ МАРКИ МАРКИ 07Х16Н6

2.1 Характеристики стали 07Х16Н6

Класс: сталь коррозионно-стойкая обыкновенная. Использование в промышленности: для изделий, работающих в атмосферных условиях, уксуснокислых и др. солевых средах и для упругих элементов; для криогенной техники; сталь аустенитно - мартенситного класса.

ГОСТ 5582-75 Прокат тонколистовой коррозионно-стойкий, жаростойкий и жаропрочный. Технические условия.

ГОСТ 5949-75 Сталь сортовая и калиброванная коррозионно-стойкая, жаростойкая и жаропрочная. Технические условия.

ГОСТ 7350-77 Сталь толстолистовая коррозионно-стойкая, жаростойкая и жаропрочная. Технические условия.

ГОСТ 25054-81 Поковки из коррозионно-стойких сталей и сплавов. Общие технические условия.

ТУ 14-1-1213-75 Заготовка горячекатаная и кованая, квадратная и прямоугольная из стали качественной углеродистой, легированной, высоколегированной и со специальными свойствами.

ТУ 14-1-2375-77 Сталь тонколистовая коррозионностойкая марок 07Х16Н6 (ЭП288), 07Х16Н6-Ш (ЭП288-Ш).

ТУ 14-1-2902-80 Поковки из высоколегированных сталей и сплавов.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		16

2.2 Химический состав, механические и физические свойства

Химический состав, механические свойства, физические свойства предоставлены в таблицах 1 – 6

Таблица 1 - Химический состав, в %

C	Cr	Ni	Fe	Si	Mn	S	P
				не более			
0,05-0,09	15,5-17,5	5-8	Основа	0,7	1,0	0,02	0,035

Таблица 2 - Механические свойства по ТУ (не менее)

Вид полуфабриката	ТУ	Состояние полуфабриката или контрольных образцов	$\sigma_{0,2}$	σ_B	δ	ψ	KCU
			кгс/мм ²		%		кгс·м/см ²
Прутки	ТУ 14-1-205-72	Термически обработанные по режиму: - закалка с 975-1000 °С в воде, - обработка холодом при -70 °С, выдержка 2 часа; - отпуск при 350-425 °С, 1 час	90	110	12	50	7,0
Поковки	ТУ 14-1-569-73						
Прутки из стали 07Х16Н6-Ш	ТУ 14-1-22-71	Закалка с 975-1000 °С в воде, обработка холодом при -70 °С, выдержка 2 часа; отпуск при 350-425 °С, 1 час	100	120	12	50	7,0
Листы горячекатаные толщиной 4-11 мм	ТУ 14-1-182-72	Нормализованные или закаленные с 1040±10 °С	≤40	≤120	15	-	-
		Термически обработанные по режиму: - нормализация при 975 °С, - обработка холодом при -70 °С, выдержка 2 часа;	85	110	10	-	-

22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ

Лист

17

3-4 мм и холоднокатаные толщиной 1-4 мм		Термически обработанные по режиму: - нормализация при 975 °С, - обработка холодом при -70 °С, выдержка 2 часа; - отпуск при 350-425 °С, 1 час	85	110	12	-	-
Прутки калиброванные шестигранные размером 9-50 мм	ТУ 14-1-759-73	Нормализация с 1000 °С, обработка холодом при -70 °С, выдержка 2 часа; отпуск при 375-400 °С, 1 час	100	120	12	50	7,0
Проволока и шлифованные прутки (серебрянка) диаметром 3-5 мм из металла электрошлакового переплава	ТУ 14-1-946-74	Закалка с 1000±10 °С, охлаждение в воде или на воздухе с последующей обработкой холодом при -70°С в течение 2 часов или -50 °С в течение 4 часов. Отпуск при температуре 375-400 °С, выдержка 1 час	90	110	12	50	-

Таблица 3 - Механические свойства при различных температурах

Вид полуфабриката	Состояние	Температура испытания, °С	σ	
			кгс/мм ²	
Листы и прутки	Термически обработанные по режиму: - закалка с 980 °С, обработка холодом при -70°С, выдержка 2 часа; - отпуск при 400 °С, 1 час	20	90	110
		450	85	107
		500	70	80
		550	50	55
		600	35	43
Листы		20	85	110
		450	70	95

22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ

Лист

19

		500	55	75
		550	50	55
		600	35	43

Таблица 4 - Типичные механические свойства при низких температурах

Вид полуфабриката	Состояние	Температура испытания, °С	$\sigma_{0,2}$	σ_B	δ_5	ψ	КСУ
			кгс/мм ²	%		кгс·м/см ²	
Прутки	Термически обработанные по режиму: - закалка с 980±10 °С, обработка холодом при -70 °С, выдержка 2 часа; - отпуск при 250 °С, 2 часа	20	105	125	16	60	14
		-70	120	145	21	60	9,5
		-196	155	180	27	50	9,0
		-253	170	200	18	50	8,0

Таблица 5 - Механические свойства при комнатной температуре в зависимости от направления волокна

Вид полуфабриката	Состояние	Направление волокна	$\sigma_{0,2}$	σ_B	δ_5	ψ	КСУ
			кгс/мм ²	%		кгс·м/см ²	
Прутки	Термически обработанные по режиму: - закалка с 1000 °С, обработка холодом при -70 °С, выдержка 2 часа; - отпуск при 425 °С, 1 час	Продольное	123	129	20	67	12,5
		Поперечное	120	124	17	57	8,0

Таблица 6 - Физические свойства

Плотность ρ : 7750 кг/м ³			
β	λ	ϵ	ρ

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		20

T, °C	$\alpha \times 10^6$ 1/град	T, °C	$\alpha \times 10^6$ 1/град	T, °C	c кдж/кг×град	T, °C	$\rho \times 10^6$ Ом×см
20-200	11,9	20-100	11,2	100	0,482	20	83,6
20-300	12,2	100-200	12,6	200	0,503		
20-400	12,4	200-300	12,8	300	0,545		
20-500	12,7	300-400	13,0	400	0,587		
		400-500	13,9	500	0,650		
				600	0,712		
				700	0,712		

Сталь после отпуска при температурах до 400 °C обладает высокой коррозионной стойкостью. Магнитность листовой стали в мягком состоянии невысокая. После полной упрочняющей термической обработки (закалка с 1000 °C, обработка холодом при -70 °C, выдержка 2 часа; отпуск при 425 °C, 1 час) сталь становится магнитной.

2.3 Технологические данные

Сталь в процессе выплавки доводится по фазовому составу с применением магнитного метода контроля. Для уменьшения содержания кислорода и неметаллических включений и повышения пластических свойств стали в поперечном направлении рекомендуется переплав в электрошлаковых печах. В нормализованном состоянии сталь удовлетворительно обрабатывается резанием (аналогично стали 1X18H9T); после отжига хорошо обрабатывается резанием. После полной упрочняющей обработки сталь имеет показатели, аналогичные показателям стали 30ХГСА с $\sigma_b = 110-130$ кгс/мм². Сталь деформируется в горячем состоянии. Температурный интервал деформации 1160-800 °C. Охлаждение после деформации на воздухе.

Рекомендуемая термическая обработка. Закалка с 990±10 °C в воде или масле; обработка холодом при -70 °C, выдержка 2 час или при -50 °C, 4 час; отпуск при 375-400°C, 1 час. Для деталей, работающих при криогенных температурах: закалка с 1000±10 °C в воде или масле; обработка холодом при -70 °C, выдержка 2

						22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			21

час или при -50°C , 4 час, отпуск при 250°C , 2 час. Режим обезводороживания такой же, как для стали 09X15H8Ю.

Сталь хорошо сваривается аргодуговой (ручной и автоматической) и контактной (точечной и роликовой) сваркой. При сварке применяется присадка из основного металла или проволока из стали марки Св.08X20H10Г6. При сварке с последующей термообработкой применяется присадка из стали 07X16H6, при сварке предварительно упрочненных элементов - присадка из стали Св.08X20H10Г6. При аргодуговой сварке стали 07X16H6 с присадкой основного металла или без присадки с последующей термической обработкой прочность сварного соединения при комнатной и высоких температурах составляет $0,9 \sigma_B$ основного материала.

Прочность сварных соединений стали 07X16H6 при сварке предварительно упрочненных термической обработкой элементов с присадочной проволокой из стали марки Св. 08X20H10Г6 без последующей термической обработки после сварки предоставлен в таблице 7

Таблица 7- Прочность сварных соединений

Температура, $^{\circ}\text{C}$	20	200-400	500
σ_B , кгс/мм ²	≥ 60	48	45

Влияние температуры отпуска на механические свойства стали 07X16H6 предоставлены на рисунке 5

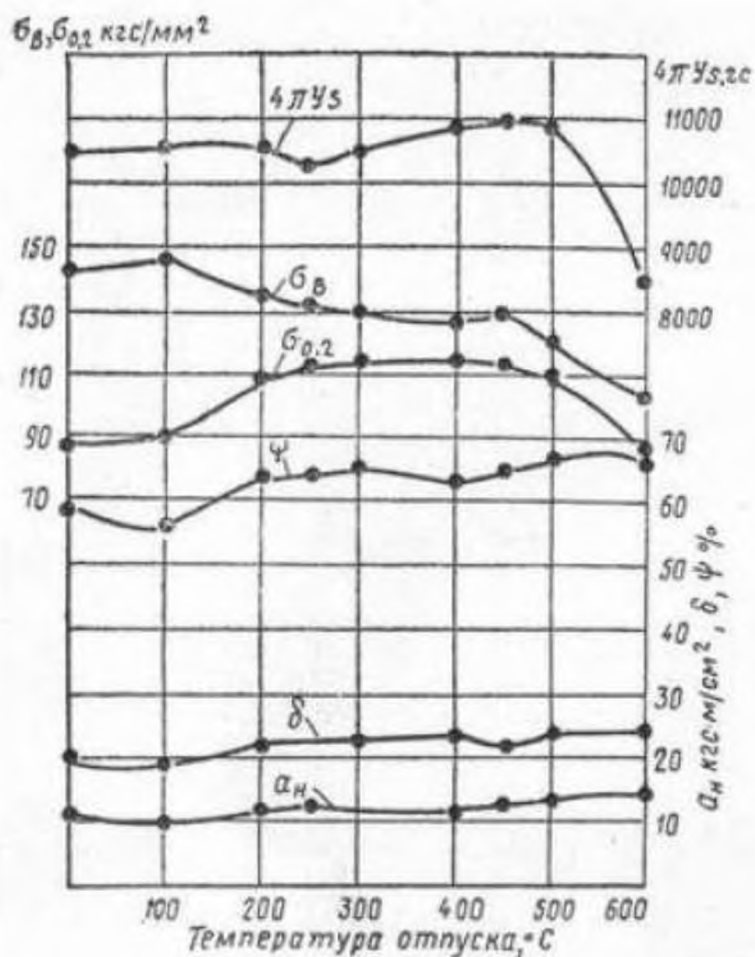


Рисунок 5 – Влияние температуры отпуска на механические свойства стали 07X16H6

Сварные соединения, выполненные с применением присадочной проволоки из стали марки Св.08X20H10Г6 и не подвергающиеся термической обработке после сварки, имеют швы, обладающие большой пластичностью (угол изгиба равен 140-180 °С) и вязкостью. Эти швы при разовых нагрузках малочувствительны к концентраторам напряжений. Кривые выносливости стали марки 07X16H6 в зависимости от температур предоставлен на рисунке 6

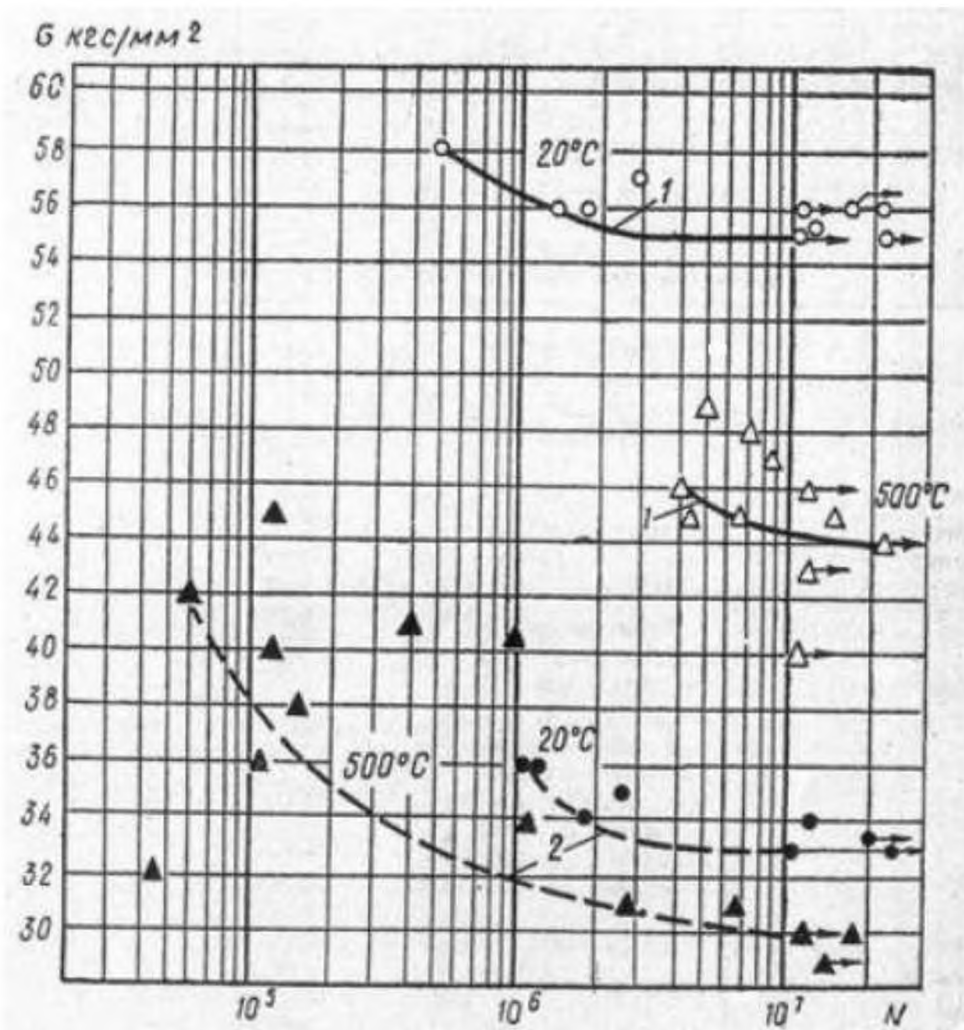


Рисунок 6 – Кривые выносливости стали 07X16H6 при температурах 20 и 500⁰C (испытание при изгибе)

Сварные соединения деталей криогенного назначения о зависимости от возможности проведения термической обработки после сварки следует выполнять с различными присадочными материалами. При выполнении варианта: сварка + термическая обработка сваривать рекомендуется с присадкой основного металла - стали 07X16H6. В этом случае прочность сварного соединения $\sigma_{\text{в}} = 0,9\sigma$ основного металла; рабочая температура до -253 °C.

Замыкающие сварные швы без последующей термической обработки могут быть выполнены с присадками ЭП659-АВИА и ЭИ395. Допустимые напряжения должны быть не выше 70 и 55 кгс/мм² соответственно, рабочая температура не ниже -196 °C. Силовые детали, работающие длительно до 400 °C и

кратковременно до 500 °С в контакте с топливом и в атмосферных условиях; сварные окрашиваемые детали и несварные детали, подвергаемые пассивированию, работающие в атмосферных условиях; баллоны для сжатых газов; крепежные детали, работающие в интервале температур 400...–196 °С, детали сварные и несварные после полной термической обработки, работающие при криогенных температурах (до –253 °С), а также паяные детали, паемые в интервале температур 930-1200 °С.

2.4 Требования к металлу для переплава в ЭШП

Электрошлаковому переплаву, как правило, подвергается металл конечного химического состава. При этом стремятся к тому, чтобы слиток имел тот же состав, что и электрод, исключая вредные примеси: серу, фосфор, кислород, азот, водород и др. В процессе ЭШП обеспечивается практически полное соответствие химического состава металла слитка и электрода по основным легирующим элементам. Даже такие элементы, как марганец и хром, склонные к испарению в условиях вакуумных переплавок, в случае ЭШП испаряются и окисляются незначительно, что практически не приводит к существенным изменениям состава металла. Некоторые затруднения при ЭШП возникают при содержании в переплавляемом металле легкоокисляющихся элементов, особенно при малом их содержании. Однако значительная гибкость процесса позволяет избежать этих трудностей и достичь оптимального уровня удаления примесей из металла [5].

Опыт получения стали методом ЭШП показал взаимосвязь технологии выплавки и разливки исходного металла с технологией ЭШП, так как только в этом случае обеспечивается максимальное улучшение качества металла. Процесс ЭШП протекает в условиях активного взаимодействия двух жидких фаз (металла и шлака) и газовой (атмосферы). Таким образом, как и при производстве стали других сталеплавильных агрегатах с участием шлака и воздуха, в процессе ЭШП может происходить окисление ряда легирующих элементов стали. Поскольку возможно протекание окислительных процессов при ЭШП, то необходимо введение специальных ограничений по элементам для электродного металла.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		25

Ограничения вводят таким образом, чтобы после переплава металл имел состав, определяемый ГОСТом. Как правило, при выплавке исходной стали увеличивают содержание кремния на 0,03...0,08 %, ванадия – на 0,02 %, марганца – на 0,03...0,05 %. Изменения содержания остальных элементов при ЭШП практически не происходит.

Принципиальное значение для дальнейшего ЭШП имеют раскисленность исходной стали и особенно содержание в ней алюминия. Поскольку алюминий наиболее активно взаимодействует с кислородом воздуха, то в исходном металле необходимо некоторое избыточное содержание этого элемента. Концентрация алюминия в готовом металле зависит от состава флюса, применяемого при ЭШП, и некоторых других факторов (состава атмосферы, скорости наплавления, заглубления электрода, раскисления металла и шлака по ходу плавки и др.). Повышенное содержание алюминия в исходной стали для ЭШП обеспечивается увеличением вводимого кускового алюминия для конечного раскисления стали.

Содержание серы значительно уменьшается при ЭШП, а уровень ее допустимой концентрации по техническим условиям обычно достаточно высок (0,01...0,015 %). Однако в ряде случаев ограничивают содержание серы в исходной стали, чтобы после ЭШП ее содержание обеспечивало выполнение других требований технических условий (размеры сульфидных включений, пластические свойства поперек волокна и др.). Чем ниже содержание серы в исходной стали и, следовательно, в переплавленной, тем меньше проявляется ликвационная неоднородность в крупных слитках ЭШП. Использование при ЭШП основных флюсов позволяет увеличить допустимое содержание серы в исходном металле.

Для повышения качества металла ЭШП используются внепечные способы рафинирующей обработки исходной стали. Применяют обработку исходного металла известково-глиноземистым синтетическим шлаком. Эффективность такой обработки заключается как в общем значительном уменьшении неметаллических включений и кислорода в стали, так и в формировании таких типов неметаллических включений (в основном алюминатов кальция), которые

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		26

хорошо удаляются при ЭШП. Кроме того, данная технология позволяет стандартизировать качество металла от плавки к плавке, т.е. обеспечивает высокую воспроизводимость всего процесса. В условиях постоянно увеличивающейся массы выплавляемых слитков и соответственно продолжительности ЭШП целесообразно применение внепечного вакуумирования исходной стали. При такой обработке, помимо общего улучшения качества металла, достигается резкое снижение в стали содержания водорода, что очень важно, поскольку при ЭШП без принятия специальных мер содержание водорода в металле не снижается, а иногда даже возрастает. Таким образом, необходимо обеспечить низкое содержание водорода в исходном металле. Дегазация металла способствует также увеличению жидкотекучести металла при непрерывном литье заготовок или разливке в изложницы.

2.5 Дефекты слитков ЭШП

Химическая неоднородность

Сталь является многокомпонентным сплавом (раствором), затвердевающим, как правило, в интервале температур. Одни химические элементы понижают температуру затвердевания, другие ее повышают.

Затвердевание расплава в интервале температур в любом случае приводит к неодинаковой концентрации элемента-примеси в твердом и жидком металле (закон распределения). При ЭШП это может привести (как и в обычных слитках) к появлению таких дефектов, как химическая неоднородность: зональная и дендритная.

При ЭШП осуществляется непрерывное поступление капель электродного металла, которые, с одной стороны, обновляют состав жидкой ванны, а с другой - усредняют ее перемешиванием. Поэтому химическая неоднородность в поперечном сечении слитков ЭШП значительно меньше, чем в обычном металле.

Несмотря на менее выраженную химическую неоднородность в поперечном сечении металл ЭШП имеет химическую неоднородность по высоте слитка, главным образом, по легкоокисляющимся элементами, таким, как Si, Al, Ti и др.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		27

Но эта неоднородность не связана с затвердеванием металла, а является следствием неравномерного окисления элементов кислородом шлака по ходу процесса. Ранее отмечалось, что при переплаве происходит накопление в шлаке элементов, имеющих переменную валентность, таких, как Fe, Cr, Ti, которые и «перекачивают» кислород из атмосферы к границе металл-шлак. Вследствие этого верх слитка, как правило, содержит несколько меньше Si, Al, Ti, чем нижние горизонты слитка. Но изменение химического состава металла по высоте носит плавный характер.

Послойная кристаллизация

В начале процесса ЭШП, особенно в период расплавления флюса, имеет место колебание тока и напряжения (неустойчивый электрический режим плавки). В другие периоды плавки отклонения электрического режима от заданного встречаются реже. Неустойчивость электрического режима нарушает тепловой баланс металлической ванны: резко изменяется скорость продвижения фронта затвердевания. При ускорении кристаллизации затвердевает слой металла с повышенным содержанием ликвирующих элементов, при замедлении - наоборот.

На макротемплете периодичность затвердевания металла обнаруживается в виде чередующихся тонких светлых и темных полос. Это явление получило наименование послойной кристаллизации.

Исследования показали, что химический состав, свойства металла с зонами послойной кристаллизации не отличаются от состава и свойств металла, не имеющего послойной кристаллизации. Поэтому послойная кристаллизация не является браковочным пределом.

Пробой

Дефект пробой встречается при ЭШП на однофазных одноэлектродных печах и реже при переплаве на бифилярных установках. Пробой представляет собой полость, идущую от поверхности вглубь слитка, глубиной до 500 мм, чаще всего

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		28

заполненную шлаком. Вокруг полости располагается зона, имеющая мелкокристаллическую структуру, которая загрязнена крупными неметаллическими включениями. Если пробой не выявлен при осмотре слитка, то в деформированном металле он будет причиной дефектной макроструктуры, получившей название “корки и загрязнения”. Дефектные участки макроструктуры имеют грубое скопление неметаллических включений и пузырей.

Установлено, что дефект пробой возникает на слитке при нарушении контакта между слитком и поддоном или между поддоном и кристаллизатором. Причиной нарушения контакта между слитком и поддоном является зависание слитка в кристаллизаторе вследствие малой конусности, деформации кристаллизатора или разрушения его внутренней поверхности. Плохой контакт между слитком и поддоном может быть также вследствие деформации затравочной шайбы при расплавлении флюса. Затравочная шайба принимает сферообразную форму, и под нее возможно подтекание шлака. Нарушение электрического контакта между поддоном и кристаллизатором обычно связано с плохой поверхностью (деформация, грязь) поддона либо нижнего торца кристаллизатора.

Механизм образования пробоя следующий. При каплеобразовании наравне с крупными образуются мелкие капли, которые конвективными потоками выносятся в пристенную область, где еще не образовался гарнисаж, и прилипают к стенке кристаллизатора. При наплавлении металла капля электрически соединяет слиток с кристаллизатором. В момент нарушения контакта между слитком и поддоном электрический ток устремляется через эту перемычку с образованием пробоя. Высокая плотность тока в районе пробоя подплавляет металл, и при затвердевании формируется мелкокристаллическая структура.

Трещины в слитках

При переплаве среднеуглеродистых конструкционных марок стали в слитках в период затвердевания и выдержки в кристаллизаторе могут образовываться продольные трещины. Трещины возникают на грани слитка и располагаются на глубину 65 - 90 мм. Излом литой стали по месту дефекта показал, что границы

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		29

металла имеют участки с мелкозернистым строением и загрязнены большим количеством неметаллических включений. Эти включения распространяются по границам кристаллов в виде пленки. Они состоят преимущественно из окиси и нитридов алюминия. Трещины возникают при содержании остаточного алюминия в стали более 0,01 %.

Для устранения дефекта по трещинам необходимо иметь содержание алюминия в исходном металле не более 0,01 %. Если же количество алюминия в исходном металле окажется более 0,01 %, то исправить положение можно, увеличив окислительный потенциал шлака, например добавкой во флюс SiO_2 .

Другой причиной появления продольных трещин являются термические напряжения, которые возникают в период выгрузки слитков из кристаллизатора. Надежным методом борьбы с трещинами термического происхождения является длительная выдержка слитков в кристаллизаторе. Обычно слитки массой 2,0 - 2,5 т выдерживают 2 - 3 часа.

Сколы

В изломе встречаются, как правило, в крупных профилях заготовок (для квадрата и круга более 150 мм) конструкционных сталей, и др. Увеличение обжатия (уменьшение сечения заготовки) ликвидирует дефект. Сколы представляют собой вытянутые в направлении деформации светлые площадки, обнаруживаемые в поперечном изломе. Установлено, что образование дефекта скола связано с присутствием в стали, как и в случае трещин, повышенных количеств алюминия (выше 0,04 %) и азота, а также с их неравномерным распределением в слитке. Можно полагать, что в целом механизм образования сколов аналогичен вышеприведенному механизму образования трещин.

Проблема сколов решается путем применения исходного металла с низким содержанием азота (0,0090-0,0010 %), в частности, выплавленного в мартеновских печах и конвертерах с содержанием алюминия 0,02 - 0,03 %.

Разнозернистость

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		30

В промышленности величина зерна контролируется по десятибалльной шкале (ГОСТ 5639-75). Мелкое зерно оценивается пятью и выше баллами.

Размер зерна регулируется количеством присаженного алюминия. Действие алюминия объясняется тем, что он образует дисперсные частицы Al_2O_3 и AlN , которые являются центрами кристаллизации при затвердевании металла. С другой стороны, указанные соединения, скапливаясь на поверхности растущих кристаллов, препятствуют росту зерна. При ЭШП происходит очистка металла от неметаллических включений и, следовательно, снижение центров кристаллизации. Сам алюминий также может препятствовать росту зерна.

Обычно количество присаженного алюминия для раскисления металла выше равновесного с кислородом и азотом. Поэтому в стали часть алюминия находится в “свободном” состоянии. В процессе переплава несвязанный алюминий окисляется неравномерно за счет изменения состава флюса вследствие накопления в нем элементов с переменной валентностью. Все это приводит к неравномерному росту зерна, т.е. появлению разнотерности: на фоне мелких зерен встречаются более крупные зерна размером менее 5 баллов.

Совместное раскисление шлака и металла может стабилизировать зерно в металле ЭШП.

Подусадочная кристаллизация и усадка

Слиток ЭШП в сравнении со слитками других сталеплавильных процессов имеет минимальную усадочную раковину. Но при деформации происходит вытяжка верхних слоев металла с образованием искусственной усадки (затяжные концы). Поэтому норма обрезки верха составляет 5-7 % от его массы. При несоблюдении норм обрезки на макротемплете, соответствующем верху слитка, обнаруживаются следы шлака.

При глубокой металлической ванне на макротемплете, соответствующему верху слитка, обнаруживается подусадочная кристаллизация - чередование участков разного направления кристаллов.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		31

Свищи

В нижней части слитка обнаруживаются свищи - полости, напоминающие пробой, но меньшего диаметра и не сопровождающие изменением кристаллической структуры металла. Полости чаще всего чистые от шлака. При обработке давлением свищи не завариваются из-за окисленной поверхности. Причиной свищей является влажный флюс, отпотевание кристаллизатора, повышение содержания кислорода в атмосфере и в исходном металле.

В заключение следует отметить, что большинство дефектов слитков связаны либо с отклонением от технологии переплава, либо с несовершенством конструкции электрошлаковых печей. Но в настоящее время конструкция печей и технология отработаны достаточно хорошо, поэтому дефекты слитков встречаются сравнительно редко.

2.6 Кристаллизация слитков при ЭШП

Структура слитка ЭШП определяется, главным образом, глубиной и формой жидкой металлической ванны в кристаллизаторе, которая в свою очередь зависит от соотношения подводимой и отводимой тепловой мощности. Общие законы кристаллизации металла, естественно, действуют и в условиях ЭШП. Однако специфика этих условий накладывает свой благоприятный отпечаток на строение электрошлакового слитка.

К основным особенностям условий кристаллизации металла при ЭШП следует отнести:

- 1) усиленный теплоотвод в поддон и в связи с этим перераспределение тепловых потоков с приближением их к осевому направлению;
- 2) непрерывный подвод к верхней части слитка тепла, вносимого расплавленным и перегретым электродным металлом и передаваемого шлаковой ванной за счет теплопроводности;
- 3) ослабленное (по крайней мере в первый момент, т.е. при кристаллизации поверхностного слоя слитка) охлаждающее действие стенки изложницы (кристаллизатора) в связи с отсутствием непосредственного контакта металла с

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		32

этой стенкой;

4) наличие над жидким металлом шлаковой ванны, являющейся своего рода тепловой надставкой.

Факторы 2 и 3 способствуют тому, что в поверхностном слое электрошлакового слитка не образуется зона мелких равноосных (“замороженных”) кристаллов (вместо нее здесь может быть зона мелких столбчатых кристаллов). Факторы 1 и 2 способствуют получению осевой или радиально-осевой кристаллизации слитка. Направленный теплоотвод и повышенный градиент температур благоприятствуют развитию в электрошлаковом слитке столбчатых кристаллов. Следует подчеркнуть, что благодаря осевой или радиально-осевой направленности этих кристаллов по оси электрошлакового слитка не образуются места слабины и связанные с ними трещины.

Особенностью строения электрошлакового слитка является наличие ярко выраженной зоны влияния затравки и поддона, в которой столбчатые кристаллы направлены вертикально, а в некоторых случаях (например, при малых для данного кристаллизатора размерах затравки) даже веерообразно.

Фактор 4 способствует получению при ЭШП слитка без усадочной раковины в головной части.

Образование небольших закрытых усадочных раковин при ЭШП возможно лишь в тех случаях, когда в момент окончания процесса объем металлической ванны чрезмерно велик. Это может иметь место при форсированных режимах ведения и окончания плавки и особенно при выплавке слитков весьма больших сечений (диаметром 800 мм и более).

При наличии в слитке ЭШП закрытой усадочной раковины последняя, как правило, заполнена шлаком. Это объясняется следующим. После прекращения подвода тепла к шлаковой ванне жидкая металлическая ванна может кристаллизироваться не только со стороны затвердевшей части слитка и стенок кристаллизатора, но и сверху, т.е. со стороны шлаковой ванны за счет отвода тепла в последнюю. После образования под шлаковой ванной корки

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		33

затвердевшего металла кристаллизация жидкого металла продолжается в замкнутом объеме. При этом вследствие усадки создается вакуум. В определенный момент корочка затвердевшего металла в наиболее тонком месте (в центре) трескается, и в образовавшуюся раковину засасывается жидкий шлак.

С увеличением массы слитка и снижением теплопроводности переплавленного металла в зависимости от состава металла и температурного интервала его кристаллизации, из-за снижения охлаждающего влияния стенок кристаллизатора и поддона могут создаться условия для образования зоны равноосных кристаллов и в электрошлаковом слитке.

При прочих равных условиях образование зоны равноосных кристаллов в электрошлаковом слитке во многом зависит от параметров процесса ЭШП и соответственно от формы и размеров металлической ванны наплавляемого слитка. Увеличение глубины металлической ванны способствует образованию в слитке ЭШП зоны равноосных кристаллов.

Следует отметить, что в слитке ЭШП качество металла этой зоны несравненно выше, чем в обычных. Это связано с тем, что в зоне равноосных кристаллов электрошлакового слитка усадочные, ликвационные и сегрегационные явления выражены в значительно меньшей степени, поскольку металл более чист по примесям (в частности, по сере и неметаллическим включениям) и затвердевание металла этой зоны происходит не в замкнутом объеме, а при наличии подпитки металлом металлической ванны и отвода в эту ванну ликватов.

В электрошлаковых слитках зональная ликвация элементов, как правило, не наблюдается. Это связано как с направленностью их отвердевания, так и с постоянным разбавлением металлической ванны свежими порциями металла.

Осевая зональная ликвация в слитках ЭШП может проявляться лишь при весьма больших скоростях плавки. Так, даже в слитках диаметром 1100 мм осевая ликвация серы не обнаружена. Однако в больших слитках ЭШП при определенных условиях может проявиться внеосевая ликвация. Такими условиями является недостаточно малая скорость плавки и получаемый при этом большой объем металлической ванны.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		34

Внеосевая ликвация серы в крупных электрошлаковых слитках может наблюдаться также в случае недостаточной степени десульфурации металла ЭШП (при использовании флюсов с низкой обессеривающей способностью или ведении ЭШП без раскисления шлаковой ванны).

3 ТЕХНОЛОГИЯ ВЫПЛАВКИ СТАЛИ МАРКИ 07X16H6 НА ООО «ЗМЗ»

Краткая характеристика предприятия

ООО «Златоустовский Metallургический Завод» является одним из ведущих предприятий металлургии по производству высоколегированных сталей и сплавов в России. Завод является поставщиком высококачественной металлопродукции для трубной промышленности, специального машиностроения: автомобильного, авиационного, энергетического, химического, нефтехимического, водного

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		35

транспорта, атомных электростанций. Завод производит сталь с индексом «ЗИ» (Златоустовская исследовательская).

В настоящее время предприятие располагает высококвалифицированными кадрами. Имеется большой опыт выпуска металлопроката по американским (ASTM), германским (DIN), европейским (EN) стандартам. Германское общество технического надзора (TUF) проверочными аудитами подтверждает высокий уровень качества продукции ЗМЗ и выполнение заводом требований ISO 9001.

Свою производственную деятельность ООО «Златоустовский Металлургический Завод» осуществляло и осуществляет в настоящее время на территории промышленной площадки расположенной в пределах муниципального образования г. Златоуст.

В настоящее время в состав завода входят участки по подготовке исходных материалов, сталеплавильное и прокатное производства, ремонтное, энергетическое, транспортное, складское хозяйства и объекты общезаводского назначения.

Существующая технологическая цепочка имеет следующий вид:

- переработка поступающей металлошихты;
- выплавка стали в сталеплавильных агрегатах;
- разливка стали в изложницы на слитки, переплав ЭШП и ВДП;
- слитки из высоколегированных сталей и сплавов, произведенные в ЭСПЦ № 2, № 3, проходят передел в молотовом цехе, и затем заготовки также поступают на сортовые станы;
- нагрев и прокатка слитков на блюминге;
- прокатка блюмсов на стане «750» на заготовки для станов «400» или «280»; сорт круглого профиля, сутунку, бульдозерный нож;
- часть подката в зависимости от требований к готовой продукции направляется в термокалибровочный цех, где дополнительно производятся операции по термообработке, травлению, шлифовке, калибровке, снятию фасок с торцов проката и пр., а также в прокатный цех № 3 для обточки.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		36

Сталеплавильное производство завода представлено двумя электросталеплавильными цехами № 2 и № 3, цехами вспомогательного назначения.

Электросталеплавильный цех № 2. Цех имеет в своем составе 3 электропечи: открытая дуговая печь ОДП №№ 13, 14 и 15 ёмкостью по 12 т. Освоен введенный в эксплуатацию в 2002 году агрегат печь-ковш (АПК) ёмкостью 12т, он позволяет вывести значительную часть процесса рафинирования из ОДП и, тем самым, интенсифицировать работу ОДП. Разливка слитков производится сифонным способом в изложницы, установленные на тележки. Масса слитков - от 0,5 до 6,0 т.

В 2005 году завершены работы по освоению агрегата вакуумной дегазации стали (ВКР), что позволило расширить сортаментные возможности. На печи № 14 установлен трансформатор мощность 8 МВА, что позволило сократить длительность плавки и увеличить производительность цеха. В цехе выплавляются высоколегированные жаропрочные сплавы, быстрорежущие, нержавеющей, инструментальные и др. стали. За электропечами работает газоочистка «сухого» типа, имеется оборотный цикл водоснабжения.

Электросталеплавильный цех № 3. Цех состоит из двух отделений, включающих следующее оборудование: две электропечи ёмкостью по 6 т, машина полунепрерывного литья заготовок - 2 шт., 2 открытых индукционных печи ёмкостью по 1,2 т, 10 печей электрошлакового переплава, для производства полых слитков, 8 печей вакуумно-дугового переплава. Цех предназначен для производства высококачественного металла ответственного назначения.

Прокатное производство и отделка металла. Данная группа представлена Прокатным цехом № 1, Прокатным цехом № 3, Термокалибровочным цехом и Молотовым цехом.

Прокатный цех № 1. В состав прокатного цеха № 1 входят 4 стана: обжимной стан «1150» (блюминг), крупносортный заготовочный стан «750», среднесортный стан линейного типа «400», мелкосортный стан «280», а также участки по зачистке «передельной» заготовки и товарного металла.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		37

Прокатный цех № 3. Цех предназначен для производства сортового проката в обточенном состоянии и представлен обдирочным отделением.

Термокалибровочный цех. Основное назначение цеха – термическая обработка и производство калиброванной стали и стали со специальной отделкой поверхности, в том числе стали с очень высоким качеством отделки поверхности, так называемой «серебрянки».

Молотовый цех имеет в своем составе: три семитонных, два трехтонных и один одностонный молот.

Вспомогательные цехи.

Копровый цех – предназначен для заготовки и переработки металлолома для стелеплавильных цехов.

Цех подготовки производства - осуществляет хранение и подготовку основных и вспомогательных материалов.

Железнодорожный и Автотранспортный цеха - обеспечивают связь между подразделениями предприятия и неразрывность всей технологической цепочки. Занимаются перевозкой по промплощадке слитков, металла для дальнейшей стадии передела, сырья и материалов, необходимых для производства.

Паросиловой цех – осуществляет выпуск энергоносителей, необходимых для производства, ремонт и обслуживание межцеховых коммуникаций.

Отдел технического контроля – ведет контроль качества выпускаемой металлопродукции, начиная с «входного контроля» поступающих материалов и до отгрузки металлопродукции потребителям.

Центральная заводская лаборатория - обеспечивает цеха технологий производства, проводит испытания и контроль выпускаемой продукции.

Цех ремонта металлургического оборудования – ремонт и содержание агрегатов в технически исправном состоянии.

Цех готовой продукции – производит приемку из цехов завода, хранение и отгрузку готовой металлопродукции потребителям.

Анализ технологии выплавки стали марки 07X16H6

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		38

Сталь марки 07X16Nb выплавляется в условиях ООО «ЗМЗ» в соответствии с ТИ 01-Ш-2017. Данная технология включает в себя:

- подготовку электрода к плавке(зачистка поверхности от дефектов);
- подготовка электродержателей;
- подготовка затравочных шайб;
- подготовка флюсов;
- подготовка раскислителей и дозатора к переплаву;
- подготовка установки ЭШП к плавке;
- проведение плавки ЭШП;
- выведение усадочной раковины;
- выдержка в кристаллизаторе и отгрузка слитков ЭШП;
- раздевание слитка;
- маркировка номера плавки;
- отгрузка в прокатный цех.

Требования технологической инструкции обязательны для выполнения сталеварами, подручными сталеваров, мастерами и старшим мастером установок ЭШП, а также работниками отдела технического контроля (ОТК).

На участке установок ЭШП согласно схеме размещения оборудования должны быть размещены установки ЭШП; пульта их управления; стеллажи для складирования и подготовки электродов и затравочных шайб к переплаву; весы; ёмкости для используемого и отработанного флюса, запальной смеси, алюминиевого порошка, раскислителей; смеситель для подготовки раскислительной смеси; места подключения шлангов к трубопроводам сжатого воздуха и воды; печь прокаливания флюса и других материалов.

На рабочих местах сталеварских бригад должны быть размещены выписки из данной ТИ, отражающие необходимые параметры проведения ЭШП заданного сортамента стали и сплавов.

Мастера по плавке на установках ЭШП организуют подготовку и доставку на участок необходимых материалов и электродов, отгрузку с участка слитков, коробок с огарками и отработанным флюсом и осуществляют систематический

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		39

контроль за соответствием выполняемых сталеварами операций требованиям настоящей инструкции.

Все материалы, применяемые при ЭШП, должны соответствовать требованиям нормативных документов, принятых к руководству на заводе.

Все материалы, применяемые для ЭШП, должны быть сухими.

Фактическое выполнение требований настоящей ТИ должно быть зафиксировано сталеваром и работником ОТК в плавильной карте согласно требований раздела.

Эксплуатационные свойства стали во многом зависят от технологии ее производства: чистоты применяемых шихтовых материалов, методов выплавки, условий разлива и кристаллизации, технологии горячей обработки давлением, условий механической обработки и последующей термической и химико-термической обработки. Несоблюдение хотя бы одного из элементов технологии обработки деталей может резко и отрицательно сказаться на эксплуатационной надежности деталей [6].

Способы выплавки наряду с чистотой шихтовых материалов (отсутствие вредных примесей: свинца, олова, сурьмы, висмута, серы и др.) оказывают большое влияние на уровень жаропрочных свойств, а также и на стабильность этих свойств.

Поглощение при выплавке кислорода, азота и водорода – одна из причин пониженной жаропрочности стали и ее плохой технологичности. Кислород, взаимодействуя с расплавленным металлом, образует трудно растворимые тугоплавкие окислы. Эти окислы при застывании обволакивают кристаллы металла и служат причиной образования плен.

Азот вреден тем, что, взаимодействуя с хромом и ванадием, образует тугоплавкие нитриды или карбонитриды, часто в виде ликвационных скоплений. Эти скопления ухудшают пластичность сплава при горячей обработке давлением и, следовательно, его технологичность.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		40

В связи с этим, как правило, уделяют особое внимание полноте раскисления сплава, устранению контакта расплавленного металла с кислородом и азотом в процессе выплавки и разливки.

Это достигается различными способами: обработкой шлаками и особенно выплавкой и разливкой в вакууме, когда обеспечивается более полное удаление кислорода и азота из металла.

Независимо от способа выплавки стали в процессе расплавления шихтовых материалов (металлического лома, окислителей и шлакообразующих) из них в жидкий металл переходят такие вредные примеси, как сера и фосфор, а из окружающего воздуха – кислород, водород и азот.

Технология выплавки стали в мартеновских печах не обеспечивает получения стали с минимальным содержанием вредных примесей и газов,

так как для этих процессов характерна окислительная атмосфера в плавильном пространстве. Использование в мартеновских печах в качестве топлива мазута или природного газа с высоким содержанием серы ограничивают получение стали с концентрацией серы $< 0,03$ %. Влажность атмосферы и применяемого топлива способствует насыщению стали водородом до содержаний $8...10 \text{ см}^3$ на 100 г. Применение кислорода для ведения плавки в мартеновских печах способствуют окислению и переводу из металла в шлак таких элементов ванадий и хром. Происходит так называемый угар очень ценных элементов. В связи с этим в мартеновских печах экономически нецелесообразно получать данную марку стали. Температура мартеновского процесса недостаточна для расплавления тугоплавких компонентов, в частности ферровольфрама и ферромolibдена.

Дуговая электросталеплавильная печь имеет ряд существенных преимуществ перед другими сталеплавильными агрегатами. Превращение электрической энергии в тепловую позволяет получать в электропечах очень высокие температуры, при этом можно легко осуществить быстрое повышение и точное регулирование температуры металла. Содержание примесей (фосфора, серы и др.) в стали при выплавке в электропечах может достигать очень низких значений. Потери ценных легирующих элементов (марганца, хрома и др.) в процессе плавки

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		41

сравнительно невелики (5...10 % против 15...40 % в мартеновских печах) и нет ограничений в содержании тугоплавких компонентов (вольфрама, молибдена и др.).

Дуговая сталеплавильная печь по существу единственный сталеплавильный агрегат, в котором можно выплавлять сталь с использованием металлизированных окатышей – продукта прямого восстановления железа из руды. Доля металлизированных окатышей в шихте электропечей может достигать 80 %. Доказано, что в стали, выплавленной в электропечах с использованием в шихте металлизированных железорудных материалов, содержится $S < 0,02 \%$, $P < 0,05 \%$, $Pb, Sn, Bi, Sb, As, Cu < 0,01 \%$.

В результате снижения содержания вредных примесей в стали она имеет более высокие технологические и механические свойства, чем сталь, полученная из обычного лома. Таким образом, одним из резервов повышения качества выплавляемой стали является частичная замена лома металлизированными окатышами в шихте дуговых печей.

Во втором периоде плавки и перед выпуском необходимо следить за тем, чтобы расплавленный металл не поглощал водорода из влажных шихтовых легирующих материалов, так как это способствует образованию пористости металла в слитках. Поэтому феррохром и металлический хром перед присадкой подогревают до красного каления; известь, ферросилиций и другие шихтовые материалы должны быть хорошо просушены.

Высокохромистый расплавленный металл сильно поглощает из атмосферы печи азот; поэтому азот в небольших количествах (0,03...0,06 %) всегда присутствует в стали. При неблагоприятных условиях может поглощаться до 0,10...0,15 % азота. Во избежание насыщения стали азотом поверхность расплавленного металла должна быть хорошо защищена шлаком. Однако даже сталь, полученная в электросталеплавильных печах, имеет ряд недостатков. Это относится в основном к получению особоплотной и особочистой стали.

В индукционных сталеплавильных печах выплавляют наиболее качественные нержавеющие, жаропрочные и другие стали и сплавы. Емкость печей обычно

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		42

колеблется от десятков килограммов до 30 т металла. Под действием электромагнитного поля индуктора при плавке происходит интенсивная циркуляция жидкого металла, что способствует ускорению химических реакций, получению однородного по химическому составу металла, быстрому всплыванию неметаллических включений, выравниванию температуры.

Основными недостатками индукционных печей являются малая стойкость основной футеровки и низкая температура шлаков, которые нагреваются от металла. Удаление вредных примесей, таких как сера и фосфор, происходит не в полной мере, по причине «холодного» и вязкого шлака. В том случае, если требуется особо высокое качество сплавов, их выплавляют в вакуумных индукционных печах (в вакууме или в инертной атмосфере). В этом случае получают металл с низким содержанием кислорода, водорода, азота и серы, а также чистый по неметаллическим включениям. Такой металл характеризуется более высокими механическими и другими служебными свойствами, значительно легче подвергается деформации как в холодном, так и горячем состоянии. Особенно перспективна вакуумная плавка при производстве высоколегированных жаропрочных и жаростойких сталей и сплавов с повышенным содержанием химически активных элементов (таких как алюминий, титан, цирконий и др.).

Разработка технологии электрошлакового переплава стали марки 07X16H6

Металл, назначенный на ЭШП, должен удовлетворять следующим требованиям:

1) Назначение металла на ЭШП производится производственным отделом завода.

2) Металл выплавлен в сталеплавильных агрегатах в соответствии с действующей нормативно-технической и технологической документацией, в том числе по химсоставу.

3) Плавки, имеющие предельное содержание элементов или отклонение по химсоставу, а также отклонения от установленной технологии, могут бы

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		43

назначены для ЭШП с письменного разрешения главного инженера, заводской или цеховой комиссии по качеству.

4) Допускается ЭШП электродов, изготовленных из металла, выплавленного в сталеплавильных агрегатах других заводов [7].

Для изготовления электродов для ЭШП применяются заготовки, отлитые на машине полунепрерывного литья заготовок (МПНЛЗ).

Профильразмер, длина и масса электродов для различных кристаллизаторов должны соответствовать требованиям.

На торце электрода должна быть маркировка номера плавки, литеры штанги и марки стали.

Кривизна электродов для ЭШП должна быть не более 5 мм на 1м длины и не более 25 мм на всю длину электрода.

Поверхность электродов должна быть зачищена, ободрана или протравлена. При этом глубина выточек не должна превысить 20 % диаметра или стороны квадрата электрода.

Электроды из высокохромистой стали (с содержанием хрома не менее 10 %) при назначении для последующего вакуумного дугового переплава (ВДП), допускаются на ЭШП без предварительной сплошной зачистки или обточки после удаления поверхностных дефектов. Поверхность расходоуемых электродов диаметром 300 мм, отлитых на МПНЛЗ, должна быть зачищена со стороны "ласточкиного хвоста" на расстояние не менее 200 мм от конца.

На поверхности электродов не допускается наличие ржавчины шлаковых включений диаметром более 10 мм, рванин, поперечных трещин, плен, продольных трещин шириной более 10 мм. Со стороны нижнего торца электрода допускается наличие поверхностных дефектов на расстоянии:

300 мм – для электрода диаметром 190 мм,

150 мм – для электрода диаметром 230 мм,

270 мм – для электрода диаметром 300 мм,

150 мм – для электрода квадратного сечения со стороной квадрата от 160 до 240 мм.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		44

200 мм – для электрода квадратного сечения со стороной квадрата 270 мм.

На электродах с МПНЛЗ диаметром 190 мм должен быть удален "ласточкин хвост" на расстоянии не менее 50 мм от конца, а на электродах диаметром 300 мм должна быть произведена обрезь длиной 400 мм со стороны усадочной раковины.

При выявлении на торцах электродов дефектов типа "свищи" или при наличии поверхностных пузырей глубиной 10 мм, а так же для удаления остатков жидкого стекла после подрезки на анодно-механических станках, расходуемые электроды должны передаваться на термообработку в термозачистное отделение.

Приварка электрододержателя к расходуемому электроду производится на установке А-550 или другим способом, обеспечивающим надежность сварного шва.

Приварка электрододержателя к расходуемому электроду производится со стороны, противоположной клейму, а для электродов с МПНЛЗ, к «ласточкиному хвосту».

В случае приварки электрододержателя к торцу электрода, имеющем клеймо, а также к электродам с МПНЛЗ, подручный сталевара переносит номер плавки и марку стали на боковую поверхность электрода краске в присутствии контролера ОТК.

Перед приваркой зазор между расходуемым электродом и электрододержателем должен составлять 30...60 мм в зависимости от профилеразмера электрода.

Для сварки электрододержателя и расходуемого электрода применяются сварочные и затравочные полоски, изготовленные из стали марки МЖ или марки 10.

После подготовки электродов к ЭШП сталевар и контролер ОТК проверяют прочность сварки (сплошность шва и пр.) подготовленных электродов, маркировку на электродах и делают отметку в «Книге учета расходуемых электродов» о их готовности к переплаву.

Химический состав флюсов должен соответствовать техническим условиям ГОСТ 30756–2001.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45

С целью стандартизации шлакового режима ЭШП и проведения переплава каждой марки стали на флюсе оптимального химического состава допускается корректировка химического состава флюса АНФ–6 и частичная замена его добавками глинозема, флюоритового концентрата или флюса АНФ–1 из расчета содержания во флюсе Al_2O_3 не более 28 %.

При добавках глинозема более 10 % от общей массы флюса расплавление флюса производится графитовым, электродом.

Допускается проведение ЭШП с использованием механической смеси составляющих флюса АНФ–6 при условии расплавления флюса графитовым электродом. Для компенсации частичного уноса глинозема при засыпке в кристаллизатор расчетное содержание его в смеси должно быть на 1...2 % более, чем у стандартного флюса.

Допускается ЭШП сталей, не контролируемых на неметаллические включения, производить с применением 30 % вторичного флюса и 70 % свежего.

Вторичным флюсом считается флюс, полученный после ЭШП на свежем флюсе или на свежем флюсе с добавкой до 50 % ранее использованного.

Допускается при ЭШП высокохромистых марок стали применение флюса, составленного из 50 % свежего и 50 % вторичного флюса.

Перед использованием вторичный флюс должен быть измельчен до фракции не более 30 мм и перемешан.

После размельчения флюса не реже, чем один раз в месяц отбирается проба массой не менее 100 г для определения химического состава.

Каждая партия флюса и вторичный флюс хранятся отдельно. В партию объединяются флюсы с разницей содержания глинозема не более 4 %. В специальный журнал мастер записывает химсоставы и массу флюсов, объединенных в партию, присваивает ей номер и записывает усредненный химсостав. Номер партии и усредненный химсостав указывается сталеваром в плавильной карте первого слитка каждой плавки.

При засыпке в кристаллизатор может использоваться флюс различных партий при соответствии среднего химсостава требованиям ГОСТ 30756–2001. В

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		46

плавильную карту в этом случае записываются номера партий, масса и химсостав флюса различных партий, а также среднее содержание глинозема.

Перед применением флюс прокаливается в термической печи Н150 не менее 5 часов при температуре 700 °С. Толщина слоя флюса при прокаливании не должна превышать 300 мм.

Прокаливание компонентов флюса (флюоритовый концентрат и глинозем) производится по технологии прокаливанию флюса, но высота слоя при прокаливании должна быть не более 160 мм.

Глинозем и флюоритовый концентрат должны быть использованы не позднее, чем через сутки после прокаливанию, а флюс – не позднее 3 суток.

При ЭШП на механической смеси составляющих флюса АНФ–6 (флюоритовый концентрат и глинозем) и расплавления флюса графитовым электродом допускаются механическую смесь флюса не прокалывать.

При расплавлении флюса графитовым электродом допускается присадка свежееобожженной извести (не более 12 часов после обжига) до общего содержания СаО во флюсе не более 15 %.

На коробках с прокаленным флюсом должны быть бирки с указанием номера партии, даты и времени конца прокаливанию.

Запрещается использование флюса, загрязненного различными видимыми примесями (огнеупорами, стружкой и др.).

Для расплавления флюса используется экзотермическая смесь С–2. Состав смеси: 16...20 % порошка ПАМ–3 или ПАМ–4, остальное – молотый флюс. Взамен последнего допускается применение вторичного флюса, флюса АНФ–1 или флюоритового концентрата.

Во избежание увлажнения и порчи смесь С–2 следует готовить в количестве, достаточном для работы в течение одних суток, и хранить в закрытой металлической таре в сухом месте.

Расход экзотермической смеси составляет 0,5... 1,0 кг на слиток.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		47

В качестве металлической перемычки для зажигания экзотермической смеси используется стружка или спиральная железная проволока диаметром 3...5 мм с диаметром спирали 20...30 мм и массой до 100 г.

На спирали и стружке не должно быть масла, грязи и ржавчины.

Для нашей технологии мы будем использовать флюс АНФ–6. Флюс АНФ–6 для сталей и сплавов обеспечивает десульфурацию. Шлак имеет функции: рафинирования металла от неметаллических включений, газов и вредных примесей, защита жидкого металла от вредного воздействия атмосферы, обеспечение чистой поверхности слитка, предупреждения возникновения кристаллических дефектов.

Содержание $\text{CaF}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$ обеспечивает высокое поверхностное натяжение, которое способствует лучшему отделению шлаковой корочки, предупреждает запутывание шлака в металле.

Фтористые шлаки обладают хорошей прилипаемостью к неметаллическим включениям. CaO в шлаке увеличивает десульфурующую способность шлака; Al_2O_3 – сопротивление шлака. Фторидные шлаки наиболее приемлемы для получения равномерного химического состава.

Флюс АНФ–6 – имеет достаточно низкую окислительную способность.

Хотя данный флюс в расплавленном состоянии имеет низкое электрическое сопротивление, что вызывает затруднение при нагреве шлаковой ванны до высокой температуры и сопровождается большим расходом электроэнергии, а также характеризуется низкой производительностью, он позволяет производить выплавку металла особо высокого качества.

Проведение плавки

На поддон устанавливается кристаллизатор. Графитовый электрод зажимается в клещевом электрододержателе и центруется по отношению к стенкам кристаллизатора. Затем кристаллизатор поднимают. На поддон равномерным слоем на площади, равной площади поперечного сечения графитового электрода, укладывается алюминиевый порошок. Электрод опускается до металлической

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		48

перемычки и прижимает ее к затравочной шайбе. Расстояние от торца электрода до затравочной шайбы должно быть от 20 до 30 мм (контролируется по высоте перемычки).

Кристаллизатор опускают, устанавливают на поддон и центруют относительно электрода. С целью обеспечения хорошего электрического контакта между поддоном и кристаллизатором должен быть проложен медный шнур, фольга толщиной не более 6 мм или кристаллизатор с поддоном должен быть соединен специальными токоведущими перемычками. После установки кристаллизатора сверху на поддон равномерным слоем засыпается флюс. Перед включением установки ЭШП сталевар совместно с дежурным ремонтным персоналом должен осмотреть систему водяного охлаждения, механическое и электрическое оборудование (включая дозатор). Эксплуатация установки ЭШП при наличии любой неисправности в работе механического или электрического оборудования, а также при наличии течи или парения воды в системе водяного охлаждения запрещается.

Пригодность установки ЭШП для проведения переплава определяется мастером по плавке и контролером ОТК, что подтверждается их подписями в плавильной карте. Включение установки ЭШП производится сталеваром по разрешению дежурного электрика после включения подачи воды для охлаждения кристаллизатора и поддона. Подача воды производится не ранее, чем за 5 минут до включения установки. Начальный период ЭШП (разведение процесса ЭШП) состоит из этапов расплавления флюса, начала плавления расходуемого электрода до появления ванны жидкого металла и выхода на основной электрический режим. Расплавление флюса графитовым электродом производится в течение 20...30 минут при напряжении 60...70 В и силе тока 4...6 кА. После расплавления флюса производится замена графитового электрода на расходуемый. Продолжительность замены не должна превышать 8 минут.

Плавление расходуемого электрода начинается при напряжении 50...70 В и силе тока 4...6 кА. За 20...30 минут после начала плавления расходуемого электрода, постепенным увеличением силы тока производится переход на

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		49

основной электрический режим переплава. В начальный период переплава допускается кратковременные (до 15 сек) колебания силы тока более 6 кА. При необходимости доводки стали по химическому составу, производится раскисление жидкого шлака в процессе переплава смесью порошков первородного алюминия и 65...75 % ферросилиция через дозатор.

Расход смеси и режим работы дозатора задается индивидуально для каждой плавки в зависимости от ее химического состава и составляет от 8 до 50 г/мин. Присадка раскислительных смесей в автоматическом режиме работы дозатора начинается при расплавлении флюса графитовым электродом – через 5 минут после замены его на расходуемый. Присадка смесей продолжается в течение всего времени переплава до начала выведения усадочной раковины. В случае остановки работы дозатора раскислительная смесь дается вручную специальной маркой с рукояткой длиной не менее 500 мм из расчета 25...250 г каждые 3...5 минут. При переплаве электродов, переданных на ЭШП в горячем состоянии не позднее 8 часов от конца разливки на МПНЛЗ, напряжение в процессе переплава снижается на 3...5 В от заданного. В течение всего переплава допускаются отдельные кратковременные (не более 5 сек) броски силы тока величиной до 15 % от заданного значения и нерегулируемые отклонения напряжения от заданных пределов не более чем на 0 минут.

При кратковременном отключении установки по аварийным причинам переплав допускается продолжить, но слитки должны быть назначены только для изготовления расходоуемых электродов для повторного ЭШП или ВДП.

Перед выведением усадочной раковины дозатор отключают.

Выдержка слитков после окончания переплава должна составлять около одного часа. После того как в рабочей полости кристаллизатора не осталось жидкой фазы, способной выливаться, производят извлечение готового слитка из кристаллизатора. Раздевание слитка производят непосредственно подъемом кристаллизатора путем зацепления с верхней тележкой. Тщательно осматривают поверхность слитка. Поверхность слитков, задаваемых в дальнейший передел, должна быть чистой, без каких-либо дефектов. Охлаждение и термообработку

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ

Лист

50

слитков ЭШП должна производиться в термозачистном отделении ЭСПЦ в соответствии с техническими инструкциями.

Слитки, имеющие в деловой части дефекты в виде грубых пережимов, назначаются для повторного переплава или бракуются. Другие дефекты удаляются обдиркой или зачисткой. Так как слиток формируется в шлаковой оболочке (гарнисаже), то он имеет бездефектную поверхность.

Слитки перед отгрузкой должны дополнительно маркироваться маркой стали нанесением краски со стороны головной части, а также должны тщательно осматриваться мастером ТЗО и контроллером ОТК.

При выполнении работ, связанных с подготовкой и использованием материалов, механизмов ЭШП, инструмента и приспособлений, а также выполнении технологических операций при выплавке сталей и сплавов в электрошлаковых печах и выпуске их в ковш, должны соблюдаться требования инструкций по безопасности труда для подручных сталеваров и сталеваров установок ЭШП электросталеплавильного цеха.

Выбор оборудования и расчет технологических параметров

Для данной марки стали была выбрана монофилярная печь Р-951УШ, т.к. те недостатки которые она имеет перед бифилярными установками не существенны, а в целях экономии можно использовать универсальные установки, работающих как по монофилярной, так и по бифилярной схеме [8].

Коэффициент формы слитка $k_{сл}$ ($k_{сл} = 4 \dots 5$):

$$k_{сл} = \frac{l_{сл}}{l_{осл}}, \quad (1)$$

где $l_{сл}$ - длина слитка, м;

$l_{осл}$ - определяющий размер сечения слитка, м.

Масса слитка m_0 , т :

$$m_0 = d_T \cdot V = d_T \cdot S_{осн} \cdot l_{сл} = d_T \cdot a_{сл}^2 \cdot l, \quad (2)$$

где d_T - плотность стали ($d_T = 7,8 \text{ т/м}^3$);

$S_{осн}$ - площадь основания слитка ($S_{осн} = a_{сл}^2$), м^2 .

Тогда:

$$m_0 = d_T \cdot k_{сл} \cdot l_{осл}^3 \quad (3)$$

Выразим $l_{осл}$:

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		51

$$l_{\text{о.сл}} = \sqrt[3]{\frac{m_0}{d_{\text{T}} \cdot k_{\text{сл}} \cdot \nu}} \quad (4)$$

где m_0 – в т;
 $\nu=1$

$$d_{\text{T}} \approx 7,8 \frac{\text{T}}{\text{М}^3};$$

$$l_{\text{о.сл}} = a_{\text{сл}} = \sqrt[3]{\frac{10,0}{7,8 \cdot 4,8 \cdot 1}} = 0,64 \text{ м}$$

Расчёт геометрических размеров кристаллизатора

$$l_{\text{о.кр}} = k_{\text{л}} \cdot a_{\text{сл}} + 2 \cdot \Delta_{\text{Г}}, \quad (5)$$

где $l_{\text{о.кр}}$ - определяющий размер кристаллизатора, м;

$k_{\text{л}}$ - коэффициент линейной усадки металла, $k_{\text{л}} = 1,020$;

$a_{\text{сл}}$ - определяющий размер поперечного сечения слитка, м;

$\Delta_{\text{Г}}$ - толщина шлакового гарнисажа ($\Delta_{\text{Г}} = 0,002 \text{ м}$).

$$a_{\text{кр}} = 1,020 \cdot 0,64 + 2 \cdot 0,002 = 0,66 \text{ м}$$

Принимаем кристаллизатор квадратного сечения со стороной 0,67 м. В таком кристаллизаторе слиток будет иметь размеры:

$$a'_{\text{сл}} = \frac{l_{\text{кр}} - 2 \cdot \Delta_{\text{Г}}}{k_{\text{л}}} \quad (6)$$

$$a'_{\text{сл}} = \frac{0,67 - 2 \cdot 0,002}{1,02} = 0,65 \text{ м}$$

$$l'_{\text{сл}} = \frac{m_0}{d_{\text{м}} \cdot (l'_{\text{о.сл}})^2} \quad (7)$$

$$l'_{\text{сл}} = \frac{10,0}{7,8 \cdot 0,65^2} = 3,03 \text{ м}$$

$$k'_{\text{сл}} = \frac{l'_{\text{сл}}}{l'_{\text{о.сл}}} \quad (8)$$

$$k'_{\text{сл}} = \frac{3,03}{0,65} = 4,66$$

Расчёт сторон верхнего и нижнего сечений слитка

$$a'_{\text{о.сл}} = \frac{a_{\text{сл.Н}} + a_{\text{сл.В}}}{2}, \quad (9)$$

$$a_{\text{сл.Н}} - a_{\text{сл.В}} = 0,04 \cdot l'_{\text{сл}}, \quad (10)$$

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		52

где $l_{\text{слн}}$ - диаметр нижнего сечения слитка, м;

$l_{\text{слв}}$ - диаметр верхнего сечения слитка, м;

Составим систему уравнений для определения диаметра верхнего и нижнего сечения слитка.

$$\begin{cases} \frac{a_{\text{слн}} + a_{\text{слв}}}{2} = 0,65 \\ a_{\text{слн}} - a_{\text{слв}} = 0,04 \cdot 3,03 \end{cases}$$

Решу систему уравнений:

$$\begin{aligned} a_{\text{слн}} &= a_{\text{слв}} + 0,121 \\ \frac{0,121 + 2 \cdot a_{\text{слв}}}{2} &= 0,65 \\ 0,121 + 2 \cdot a_{\text{слв}} &= 1,3 \\ a_{\text{слв}} &= \frac{1,3 - 0,121}{2} \approx 0,589 \text{ м} \\ a_{\text{слн}} &= 0,589 + 0,121 \approx 0,710 \text{ м} \end{aligned}$$

Расчёт сторон верхнего и нижнего сечений кристаллизатора

$$a_{\text{кр.н}} = a_{\text{слн}} + 2 \cdot \Delta_{\Gamma}, \quad (11)$$

где $a_{\text{кр.н}}$ - диаметр нижнего сечения кристаллизатора, м.

$$\begin{aligned} a_{\text{кр.н}} &= 0,71 + 2 \cdot 0,002 = 0,714 \text{ м} \\ a_{\text{кр.в}} &= a_{\text{кр.н}} - 0,04 \cdot l_{\text{кр}}, \quad (12) \end{aligned}$$

где $a_{\text{кр.в}}$ - диаметр верхнего сечения кристаллизатора, м;

$l_{\text{кр}}$ - длина кристаллизатора, м.

$$a_{\text{кр.в}} = 0,714 - 0,04 \cdot l_{\text{кр}}$$

Определение числа и геометрических параметров расходуемых электродов

Длина оплавленной части электрода:

$$l_{\text{эд.опл}} = \frac{l_{\text{сл}}}{k_{\text{з.сл}}^2}, \quad (13)$$

где $k_{\text{з.сл}}$ - коэффициент заполнения слитка.

Коэффициент заполнения слитка:

$$k_{\text{з.сл}} = \sqrt{\frac{n \cdot s_{\text{эд1}}}{s_{\text{сл}}}}, \quad (14)$$

где n - количество электродов, $n=2$;

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		53

$S_{эд1}$ - площадь сечения одного электрода, m^2 ;

$S_{сл}$ - площадь поперечного сечения слитка, m^2

$$\begin{aligned} s_{сл} &= a_{сл}^2, \\ s_{сл} &= 0,65^2 = 0,423m^2 \\ k_{э.кр} &= \frac{D_{эд}}{a_{кр}} = 0,5...0,75 \\ D_{эд} &= a_{кр} \cdot 0,6 = 0,67 \cdot 0,6 = 0,40m \\ s_{эд} &= \frac{3,14 \cdot 0,40^2}{4} = 0,13 m^2 \end{aligned} \quad (14)$$

Согласно условию

$$\frac{p}{a_{эд}} = 1,7...2,0, \quad (15)$$

принимаю

$$\begin{aligned} \frac{p}{a_{эд}} &= 1,7, a \\ \frac{\Delta}{a_{эд}} &= 0,45...0,7, \end{aligned} \quad (16)$$

принимаю

$$\frac{\Delta}{a_{эд}} = 0,5,$$

тогда малая сторона прямоугольного сечения электродов $a_{эд}$, определяю по формуле

$$\frac{a_{эд}}{a_{кр}} = \frac{1}{1 + 1,7 + 2 \cdot 0,5} \approx 0,27,$$

следовательно $a_{эд} = 0,27 \cdot 0,67 = 0,18 m$.

Аналогично найду большую сторону электрода:

$$\frac{b_{эд}}{a_{кр}} = 1 - 2 \cdot 0,5 \cdot 0,27 \approx 0,73, \text{ поэтому}$$

$$b_{эд} = 0,73 \cdot 0,67 = 0,49 m.$$

Расстояние между осями электродов с учётом формулы (15)

$$p = b_{эл} - a_{эл}, \quad (17)$$

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		54

равно $p=0,49-0,18=0,31$ м.

Зазор между электродом и кристаллизатором с учётом формулы (16),

$$\frac{l_{\text{о.эд}}}{a_{\text{кр}}} = \frac{1}{1 + 2 \cdot \left(\frac{\Delta}{l_{\text{о.эд}}} \right)}, \quad (18)$$

геометрических соотношений составляет:

$$\Delta = 0,5 \cdot 0,18 = 0,5 \cdot (0,67 - 0,49) = 0,5 \cdot (0,67 - (0,18 + 0,31)) = 0,09 \text{ м}$$

Линейные коэффициенты заполнения слитка и кристаллизатора равны:

$$k_{\text{з.сл}} = \sqrt{\frac{2 \cdot (0,49 \cdot 0,18)}{0,423}} = 0,65,$$

$$k_{\text{з.кр}} = \sqrt{\frac{2 \cdot (0,49 \cdot 0,18)}{0,449}} = 0,63$$

Длина оплавленной части электродов определяется по формуле (12):

$$l_{\text{опл.эд}} = \frac{3,03}{0,65^2} = 7,2 \text{ м},$$

Принимаем длину равной 7,4 м

Необходимая длина электрода с огарком составит $l_{\text{эд}} = 7,4 + 1,4 = 8,8$ м

Кратность шлака $k_{\text{шл}}$ при ЭСП соответствует 2...5% от массы слитка, т.е. масса шлака $m_{\text{шл}}$ составляет, т:

$$m_{\text{шл}} = k_{\text{шл}} \cdot m_0 = (0,02 \dots 0,05) \cdot m_0 \quad (18)$$

$$m_{\text{шл}} = 0,025 \cdot 10,0 = 0,25 \text{ т}$$

При этом объём шлаковой ванны (м^3) без электродов равен:

$$V_{\text{шл}} = \frac{m_{\text{шл}}}{d_{\text{шл.ж}}}, \quad (19)$$

где $d_{\text{шл.ж}} \approx 2,2 \dots 2,8 \frac{\text{т}}{\text{м}^3}$ - плотность жидкого шлака разного химического состава

$$V_{\text{шл}} = \frac{0,25}{2,47} = 0,1 \text{ м}^3$$

С погруженными электродами

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		55

$$V_{\text{шл.эд}} = V_{\text{шл}} + h_{\text{эд}} \cdot s_{\text{эд}} = h_{\text{шл}} \cdot s_{\text{кр}}, \quad (20)$$

где $s_{\text{эд}} = n \cdot s_{\text{эд1}}$ - площадь поперечного сечения n электродов, м^2 ;

$h_{\text{эд}}$ - заглубление электродов в шлаковую ванну, м ;

$h_{\text{шл}}$ - глубина (высота) шлаковой ванны с погруженными электродами, м ;

$s_{\text{кр}}$ - площадь поперечного сечения кристаллизатора, м^2 .

С учётом электрофизических особенностей процесса ЭШП величина $h_{\text{шл}}$ должна соответствовать условию:

$$0,5 < \frac{h_{\text{шл}}}{l_{\text{о.эд}}} < 1 \quad (21)$$

Нижний предел неравенства определяется необходимым расстоянием h между торцом электрода и зеркалом жидкометаллической ванны во избежание возникновения дугового разряда:

$$\frac{h}{l_{\text{о.эд}}} \geq 0,5 \quad (22)$$

$$h \geq 0,5 \cdot a_{\text{эд}} \geq 0,5 \cdot 0,16 \geq 0,08$$

Верхний предел неравенства (21) определяется максимально допустимым заглублением $h_{\text{эд}}$ электрода в шлаковую ванну :

$$\frac{h_{\text{эд}}}{l_{\text{о.эд}}} \approx 0,4 \dots 0,5 \quad (23)$$

$$h_{\text{эд}} \approx 0,18 \cdot 0,45 \approx 0,081 \text{ м}$$

Используя формулу (20) найду:

$$V_{\text{шл.эд}} = 0,081 + 0,08 \cdot 0,18 = 0,095 \text{ м}^3$$

Используя формулу (20) найду глубину шлаковой ванны с погруженными электродами:

$$h_{\text{шл}} = \frac{V_{\text{шл.эд}}}{s_{\text{кр}}} = \frac{0,095}{0,449} = 0,212 \text{ м}$$

Длина кристаллизатора:

$$l_{\text{кр}} = l_{\text{сл}} + h_{\text{шл}} + \Delta l \quad (24)$$

где Δl - конструктивный размер кристаллизатора ($\Delta l = 0,15 \text{ м}$).

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		56

$$l_{кр} = 3,03 + 0,212 + 0,15 = 3,392 \text{ м}$$

По формуле (12) определю верхнее сечение кристаллизатора:

$$l_{о.кр.в} = 0,71 - 0,04 \cdot 3,392 = 0,574 \text{ м}$$

Высота установки определяется по формуле:

$$H = l_{эд} + l_{кр} \quad (25)$$

$$H = 8,8 + 3,392 = 12,192 \text{ м.}$$

Расчёт теплового баланса монофилярной одноэлектродной печи ЭШП

Тепловой баланс шлаковой ванны складывается из следующих статей расхода тепла:

$$P_{шл} = P_{пол} + P_{сл} + P_{ст} + P_{исп.шл} + P_{изл.шл} + P_{изл.эд}, \quad (26)$$

где $P_{пол}$ - тепловой поток, передаваемый от шлака электроду, который расходуется на нагрев, плавление и перегрев металла над точкой плавления и является полезным теплом, кВт;

$P_{сл}$ - тепловой поток, передаваемый от шлака через ванну жидкого металла слитку, кВт;

$P_{ст}$ - тепловой поток, отводящийся от боковой поверхности шлаковой

ванны, через гарнисаж, в стенку кристаллизатора, кВт;

$P_{исп.шл}$ - тепловой поток, теряемый при испарении шлака, кВт;

$P_{изл.шл}$ - тепловой поток, излучаемый с неэкранированной электродом поверхности шлаковой ванны, кВт;

$P_{изл.эд}$ - тепловой поток, излучаемый с поверхности

Определение полезной мощности

$$P_{пол} = P_{пол\ эд} + P_{пол\ кш} + P_{пол\ в} = Q_m \cdot W_{у.г}, \quad (27)$$

где $P_{пол\ эд}$ - мощность, расходуемая на плавление электрода, кВт;

$P_{пол\ кш}$ - мощность, расходуемая на перегрев капли жидкого металла в шлаке;

$P_{пол\ в}$ - мощность, расходуемая в жидкокристаллической ванне на перегрев металла, кВт;

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		57

Q_m - массовая скорость переплава расходуемого электрода, кг/с;

$W_{y,T}$ - удельный теоретический расход энергии, кДж/кг.

Удельный теоретический расход энергии:

$$W_{y,T} = C_{T,CP} \cdot (T_c - T_y) + \Lambda_{\phi} + C_{ж,CP} \cdot (T_B - T_L), \quad (28)$$

где $C_{T,CP}$ - средняя удельная теплоёмкость металла в твёрдом состоянии, МДж/т·К;

$C_{ж,CP}$ - средняя удельная теплоёмкость металла в жидком состоянии, МДж/т·К;

Λ_{ϕ} - скрытая теплота фазового перехода, МДж/т;

T_c - температура солидуса, К;

T_L - температура ликвидуса, К;

T_y - температура поверхности расходуемого электрода, К;

T_B - температура металла в жидком состоянии, К.

Принимаем:

$$C_{T,CP} = 0,55 \text{ МДж/(т} \cdot \text{К)}$$

$$C_{ж,CP} = 0,75 \text{ МДж/(т} \cdot \text{К)}$$

$$\Lambda_{\phi} = 245 \text{ МДж/т}$$

$$(T_B - T_L) = 450 \text{ К [3]}$$

$$T_Y = T_{z,CP} = 208 \cdot \frac{l_{\text{эд}}}{l_{\text{эд,ф}}} \cdot \left[1 - \exp\left(\frac{-3,6 \cdot l_{\text{эд}}}{l_{\text{эд,ф}}}\right) \right], \quad (29)$$

где $L_{\text{эд}}$ - длина электрода, м;

$L_{\text{эд,ф}}$ - переменная длина расходуемого электрода, м.

$$T_{Y1} = 208 \cdot \frac{8,8}{8,8} \cdot \left[1 - \exp\left(\frac{-3,6 \cdot 8,8}{8,8}\right) \right] = 202,32 \text{ К}$$

$$T_{Y2} = 208 \cdot \frac{8,8}{7,05} \cdot \left[1 - \exp\left(\frac{-3,6 \cdot 8,8}{7,05}\right) \right] = 256,73 \text{ К}$$

$$T_{Y3} = 208 \cdot \frac{8,8}{5,3} \cdot \left[1 - \exp\left(\frac{-3,6 \cdot 8,8}{5,3}\right) \right] = 344,48 \text{ К}$$

$$T_{Y4} = 208 \cdot \frac{8,8}{3,55} \cdot \left[1 - \exp\left(\frac{-3,6 \cdot 8,8}{3,55}\right) \right] = 515,54 \text{ К}$$

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		58

$$T_{YS} = 208 \cdot \frac{8,8}{1,8} \cdot \left[1 - \exp\left(\frac{-3,6 \cdot 8,8}{1,8}\right) \right] = 1016,89 K$$

Для определения температур солидуса и ликвидуса необходим химический состав переплавляемого электрода, который указан в таблице 8.

Таблица 8 - Химический состав электрода, в%

C	Si	Cr	Mn	Ni	S	P
0,07	0,40	16,50	0,40	6,50	0,015	0,020

Таблица 9 – Снижение температуры плавления железа при введении в сплав 1% элемента

Элемент	T_c	$T_{л}$
C	410	80,4
Si	18,6	13,6
Cr	4,0	1,4
Mn	1,5	4,0
Ni	6,5	3,5
S	940,0	34,0
P	184,0	34,0

Температура солидуса:

$$T_c = T_{III} - \sum \{(\Delta T_c)_i \cdot [E]\}, \quad (30)$$

где [E] - содержание легирующего элемента в металлошихте, %;

T_{III} - температура плавления железа, $T_{III} = 1812K$;

$(\Delta T_c)_i$ - снижение температуры плавления железа при содержании легирующего элемента 1%, K/%.

Тогда температура солидуса будет равна:

$$T_c = 1812 - \{410 \cdot 0,07 + 18,6 \cdot 0,4 + 4,0 \cdot 16,5 + 1,5 \cdot 0,4 + 940 \cdot 0,015 + 184,0 \cdot 0,02 + 6,5 \cdot 6,5\} = 1649 K.$$

Температура ликвидуса:

$$T_{л} = T_{III} - \sum \{(\Delta T_{л})_i \cdot [E]\}, \quad (31)$$

где $(\Delta T_{л})_i$ - снижение температуры плавления железа при содержании легирующего элемента 1%, К/%.

Тогда температура ликвидуса будет равна:

$$T_{л} = 1812 - \{80,4 \cdot 0,07 + 13,6 \cdot 0,4 + 1,4 \cdot 16,5 + 4,0 \cdot 0,4 + 3,5 \cdot 6,5 + 34 \cdot 0,015 + 34 \cdot 0,02\} = 1772 \text{ К.}$$

Тогда удельный теоретический расход энергии по формуле (28) будет равен:

$$W_{\text{ут}1} = 0,55 \cdot (1649 - 202,32) + 245 + 0,75 \cdot 450 = 1378,174 \text{ кДж/кг}$$

$$W_{\text{ут}2} = 0,55 \cdot (1649 - 256,73) + 245 + 0,75 \cdot 450 = 1348,249 \text{ кДж/кг}$$

$$W_{\text{ут}3} = 0,55 \cdot (1649 - 344,48) + 245 + 0,75 \cdot 450 = 1299,986 \text{ кДж/кг}$$

$$W_{\text{ут}4} = 0,55 \cdot (1649 - 515,54) + 245 + 0,75 \cdot 450 = 1205,903 \text{ кДж/кг}$$

$$W_{\text{ут}5} = 0,55 \cdot (1649 - 1016,89) + 245 + 0,75 \cdot 450 = 930,161 \text{ кДж/кг}$$

Массовая скорость переплава расходуемого электрода:

$$Q_m = \frac{k \cdot l'_{\text{о.сл}}}{k_{\phi}}, \quad (32)$$

где k - параметр, зависящий от теплофизических свойств переплавляемого металла, кг/(с · м);

$l'_{\text{о.сл}}$ - определяющий размер слитка, м;

k_{ϕ} - коэффициент фронта кристаллизации, характеризующий условия

кристаллизации слитка.

Принимаем:

$$k = 0,68 \text{ кг/(с · м)}$$

$$k_{\phi} = 1,53$$

Согласно рисунку [3] определим массовую скорость переплава.

Она будет находиться в пределах $Q_m = (1,0 \dots 1,2) \text{ т/ч} = (0,28 \dots 0,33) \text{ кг/с}$.

Тогда массовая скорость переплава расходуемого электрода будет равна:

$$Q_m = \frac{0,68 \cdot 0,67}{1,53} = 0,3 \text{ кг/с}$$

Тогда:

$$P_{\text{пол1}} = 0,3 \cdot 1378,174 = 413,45 \text{ кВт}$$

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		60

$$P_{\text{пол2}} = 0,3 \cdot 1348,249 = 404,47 \text{ кВт}$$

$$P_{\text{пол3}} = 0,3 \cdot 1299,986 = 390,00 \text{ кВт}$$

$$P_{\text{пол4}} = 0,3 \cdot 1205,903 = 361,77 \text{ кВт}$$

$$P_{\text{пол5}} = 0,3 \cdot 930,161 = 279,05 \text{ кВт}$$

Определение тепловых потерь

Мощность передаваемая от шлака к слитку, кВт:

$$P_{\text{сл}} = 277 \cdot 10^{-3} \cdot \alpha_{\text{шл}} \cdot F \cdot (T_{\text{шл}} - T_{\text{м}}), \quad (33)$$

где $\alpha_{\text{шл}}$ - коэффициент теплоотдачи от шлака металлу;

F - площадь контакта между шлаком и металлом, м²;

T_{шл} - температура шлака, К;

T_м - температура поверхности металла, К.

Принимаем:

$$\alpha_{\text{шл}} = 3,48 \text{ кВт/м}^2 \cdot \text{К} \cdot \text{час}$$

$$F = 0,65^2 = 0,423 \text{ м}^2$$

$$T_{\text{шл}} = 2048 \text{ К}$$

$$T_{\text{м}} = T_{\text{л}} + (250 \dots 450) \quad (34)$$

$$T_{\text{м}} = 1775 + 250 = 2025$$

Тогда:

$$P_{\text{сл}} = 277 \cdot 10^{-3} \cdot 3,48 \cdot 0,423 \cdot (2048 - 2025) = 9,38 \text{ кВт}$$

Мощность передаваемая от шлаковой ванны на стенки кристаллизатора:

$$P_{\text{ст}} = 1,16 \cdot 10^{-3} \cdot F_{\text{б}} \cdot \lambda_{\text{шл}} \cdot \frac{T_{\text{шл}} - T_{\text{к}}}{\delta_{\text{шл}}}, \quad (35)$$

где T_{шл} - температура плавления шлака, °С;

$$T_{\text{шл}} = 1625 \text{ К}$$

T_к - средняя температура поверхности шлаковой корочки, °С;

$$T_{\text{к}} = 1073 \text{ К}$$

$\lambda_{\text{шл}}$ - средняя теплопроводность шлака, Вт/(м·К);

$$\lambda_{\text{шл}} = 4,0 \text{ Вт/(м·К)}$$

$\delta_{\text{шл}}$ - толщина слоя шлака, м;

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		61

$$\delta_{\text{шл}} = 0,002 \text{ м}$$

F_6 - площадь боковой поверхности шлаковой ванны, имеющей форму усеченной пирамиды со сторонами верхнего сечения кристаллизатора (а) и слитка (А), м²;

$$F_6 = ((0,574 + 0,589) \cdot 0,212) : 2 \cdot 4 = 0,5 \text{ м}^2$$

Тогда согласно формуле (35):

$$P_{\text{ст}} = 1,16 \cdot 10^{-3} \cdot 0,5 \cdot 4,0 \cdot \frac{1625 - 1073}{0,002} = 640,32 \text{ кВт}$$

Мощность излучаемая поверхностью шлака, кВт:

$$P_{\text{изл шл}} = 10^{-3} \cdot \varepsilon_{\text{шл}} \cdot \sigma \cdot (F_{\text{кр}} - F_{\text{эл}}) \cdot (T_{\text{пов}})^4, \quad (36)$$

где σ - постоянная излучения абсолютно черного тела, Вт/(м² · К⁴);

$\varepsilon_{\text{шл}}$ - степень черноты шлака;

$(F_{\text{кр}} - F_{\text{эл}})$ - площадь теплоотдачи поверхности, м²;

$T_{\text{пов}}$ - температура поверхности шлака.

Принимаем:

$$\sigma = 5,67 \cdot 10^{-8} \text{ Вт/(м}^2 \cdot \text{К}^4), \varepsilon_{\text{шл}} = 0,7$$

$$(F_{\text{кр}} - F_{\text{эл}}) = 0,45 - 0,13 = 0,32 \text{ м}^2$$

$$T_{\text{пов}} = 2173 \text{ К}$$

Тогда:

$$P_{\text{изл шл}} = 10^{-3} \cdot 0,7 \cdot 5,67 \cdot 10^{-8} \cdot 0,32 \cdot 2173^4 = 283,184 \text{ кВт}$$

Мощность излучаемая поверхностью электродов, кВт:

$$P_{\text{изл эл}} = 10^{-3} \cdot \varepsilon_{\text{ст}} \cdot \sigma \cdot F_{\text{эл}} \cdot (T_{\text{пов}})^4, \quad (37)$$

где $F_{\text{эл}}$ - поверхность расходуемых электродов, м²;

$T_{\text{пов}}$ - температура поверхности электрода, К;

$\varepsilon_{\text{ст}}$ - степень черноты стали.

$$F_{\text{эл}} = 0,176 \text{ м}^2 \text{ (общая площадь сечения электродов)}$$

Тогда:

$$P_{\text{изл эл}} = 10^{-3} \cdot 0,8 \cdot 5,67 \cdot 10^{-8} \cdot 0,176 \cdot 202,32^4 = 0,013 \text{ кВт};$$

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		62

$$P_{\text{изл эл2}} = 10^{-3} \cdot 0,8 \cdot 5,67 \cdot 10^{-8} \cdot 0,176 \cdot 256,73^4 = 0,030 \text{ кВт};$$

$$P_{\text{изл эл3}} = 10^{-3} \cdot 0,8 \cdot 5,67 \cdot 10^{-8} \cdot 0,176 \cdot 344,48^4 = 0,112 \text{ кВт};$$

$$P_{\text{изл эл4}} = 10^{-3} \cdot 0,8 \cdot 5,67 \cdot 10^{-8} \cdot 0,176 \cdot 515,54^4 = 0,564 \text{ кВт};$$

$$P_{\text{изл эл5}} = 10^{-3} \cdot 0,8 \cdot 5,67 \cdot 10^{-8} \cdot 0,176 \cdot 1016,89^4 = 8,536 \text{ кВт}.$$

Мощность, теряемая при испарении шлака, кВт:

$$P_{\text{исп.шл}} = \frac{q \cdot \sigma}{860}, \quad (38)$$

где q - скрытая теплота испарения, кДж/кг;

σ - количество шлака, испаряющегося за плавку, которая составляет ~3% от общего веса шлака, кг.

Принимаем:

$$q = 7000 \text{ кДж/кг}$$

$$\sigma = 6 \text{ кг}.$$

Тогда:

$$P_{\text{исп.шл}} = \frac{7000 \cdot 7,8}{860} = 63,48 \text{ кВт}$$

Тепловой баланс шлаковой ванны находим по формуле (27):

$$P_{\text{шл1}} = 413,45 + 9,38 + 640,32 + 283,184 + 63,48 + 0,013 = 1409,827 \text{ кВт}$$

$$P_{\text{шл2}} = 404,47 + 9,38 + 640,32 + 283,184 + 63,48 + 0,030 = 1400,864 \text{ кВт}$$

$$P_{\text{шл3}} = 399,00 + 9,38 + 640,32 + 283,184 + 63,48 + 0,112 = 1395,476 \text{ кВт}$$

$$P_{\text{шл4}} = 361,77 + 9,38 + 640,32 + 283,184 + 63,48 + 0,564 = 1358,698 \text{ кВт}$$

$$P_{\text{шл5}} = 279,05 + 9,38 + 640,32 + 283,184 + 63,48 + 8,536 = 1283,950 \text{ кВт}$$

Таблица 10 - Результаты расчета теплового баланса

Приход	Расход		
		кВт	%
1409,827	Полезная мощность	413,450	29,326
	Мощность, передаваемая слитку от шлака	9,380	0,665
	Мощность, передаваемая от шлаковой ванны на стенки кристаллизатора	640,320	45,418
	Поток излучения с поверхности шлака	283,184	20,086
	Поток излучения с поверхности электрода	0,013	0,001
	Мощность, теряемая при испарении шлака	63,480	4,503

22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ

Лист

63

Расчёт электрических параметров

Определение активного электрического сопротивления шлаковой ванны

$$R_{\text{шл}} = k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4 \cdot \frac{\rho_{\text{шл}}}{(D_{\text{кр}})_{\text{экв}}}, \quad (39)$$

$$\text{где } k_1 = f_1\left(\frac{h}{h_{\text{шл}}} = \frac{0,08}{0,212} = 0,38\right) \Rightarrow k_1 = 1,33;$$

$$k_2 = f_2(k_{\text{з.кр}} = 0,63) \Rightarrow k_2 = 0,33;$$

$$k_3 = f_3\left(\frac{P}{I_{\text{о.эо}}} = \frac{0,28}{0,18} = 1,60\right) \Rightarrow k_3 = 0,93;$$

$$k_4 \approx 1,3 \cdot \left(\frac{b_{\text{эо}}}{a_{\text{эо}}}\right)^{-0,955} = 1,3 \cdot \left(\frac{0,49}{0,18}\right)^{-0,955} = 0,51$$

$\rho_{\text{шл}}$ - удельное сопротивление шлака, для флюса АНФ-6

$$\rho_{\text{шл}} = 3,1 \text{ мОм} \cdot \text{м};$$

$D_{\text{кр}}$ -эквивалентный диаметр кристаллизатора, в данном случае

$$(D_{\text{кр}})_{\text{экв}} = D_{\text{ср.кр}} = 0,756$$

Тогда активное электрическое сопротивление будет равно:

$$R_{\text{шл}} = 1,33 \cdot 0,33 \cdot 0,93 \cdot 0,51 \cdot \frac{3,1}{0,756} = 0,86 \text{ мОм}$$

Определение электрических параметров

Рассчитаем рабочий ток печи, кА:

$$I_{\text{шл}} = \sqrt{\frac{P_{\text{шл}}}{R_{\text{шл}}}} \quad (40)$$

$$I_{\text{шл1}} = \sqrt{\frac{1409,827}{0,86}} = 40,49 \text{ кА}$$

$$I_{\text{шл2}} = \sqrt{\frac{1400,864}{0,86}} = 40,36 \text{ кА}$$

$$I_{\text{шл3}} = \sqrt{\frac{1395,476}{0,86}} = 40,28 \text{ кА}$$

$$I_{шл4} = \sqrt{\frac{1358,698}{0,86}} = 39,75 \text{ кА}$$

$$I_{шл5} = \sqrt{\frac{1283,950}{0,86}} = 38,64 \text{ кА}$$

Рассчитаем рабочее напряжение на шлаковой ванне, В:

$$U_{шл} = I_{шл} \cdot R_{шл} \quad (41)$$

$$U_{шл1} = 40,49 \cdot 0,86 = 34,82$$

$$U_{шл2} = 40,36 \cdot 0,86 = 34,71$$

$$U_{шл3} = 40,28 \cdot 0,86 = 34,64$$

$$U_{шл4} = 39,75 \cdot 0,86 = 34,19$$

$$U_{шл5} = 38,64 \cdot 0,86 = 33,23$$

Активное электрическое сопротивление $R_{эд}$, мОм:

$$R_{эд} = k_{п} \cdot k_{б} \cdot \rho_{т} \cdot \frac{l_{эд}}{S_{эд}} \quad (42)$$

где $k_{п}$ - поправочный коэффициент, учитывающий влияние поверхностного эффекта;

$$k_{п} = f\left(\frac{D}{\delta_{эл}}\right);$$

$k_{б}$ - коэффициент, учитывающий близость расходуемых электродов и равный 1,175;

$\rho_{т}$ - удельное электрическое сопротивление расходуемых электродов, Ом · м;

$$\rho_{т} = f(07X16H6; T_{эд})$$

$$\rho_{т1} = 90 \cdot 10^{-8} \text{ Ом} \cdot \text{м}, \text{ при } T_{эд} = 202,32 \text{ К};$$

$$\rho_{т2} = 95 \cdot 10^{-8} \text{ Ом} \cdot \text{м}, \text{ при } T_{эд} = 256,73 \text{ К};$$

$$\rho_{т3} = 97 \cdot 10^{-8} \text{ Ом} \cdot \text{м}, \text{ при } T_{эд} = 344,48 \text{ К};$$

$$\rho_{т4} = 108 \cdot 10^{-8} \text{ Ом} \cdot \text{м}, \text{ при } T_{эд} = 515,54 \text{ К};$$

$$\rho_{т5} = 115 \cdot 10^{-8} \text{ Ом} \cdot \text{м}, \text{ при } T_{эд} = 1016,89 \text{ К};$$

$l_{эд}$ - переменная длина расходуемого электрода, м;

$S_{эд}$ - площадь поперечного сечения электродов ($S_{эд} = 0,176 \text{ м}^2$).

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		65

Эквивалентная глубина проникновения электромагнитного поля в материал расходуемого электрода, м:

$$\delta_{\text{эд}} = 500 \cdot \sqrt{\frac{\rho_{\text{т}}}{[(\mu_{\text{т}})_{\text{эд}} \cdot f]}} \approx 70,7 \cdot \sqrt{\frac{\rho_{\text{т}}}{(\mu_{\text{т}})_{\text{эд}}}}, \quad (43)$$

где f - частота тока (промышленная частота тока 50 Гц);

$(\mu_{\text{т}})_{\text{эд}}$ - относительная магнитная проницаемость металла электрода.

$$[(\mu_{\text{т}})_{\text{эд}}]_{\text{ср}} \approx 5,1 \cdot 10^5 \cdot H_{\text{эд}}^{-0,9} \approx 5,1 \cdot 10^5 \cdot \left(\frac{I_{\text{шл}}}{\Pi_{\text{эд}}} \right)^{-0,9}, \quad (44)$$

где $H_{\text{эд}}$ - напряженность магнитного поля у поверхности электрода, А/м;

$\Pi_{\text{эд}}$ -длина окружности поперечного сечения расходуемого электрода, м (2,68 м)

Находим относительную магнитную проницаемость:

$$[(\mu_{\text{т}})_{\text{эд}}]_{\text{ср1}} \approx 5,1 \cdot 10^5 \cdot \left(\frac{40,49 \cdot 1000}{2,68} \right)^{-0,9} \approx 110,23$$

$$[(\mu_{\text{т}})_{\text{эд}}]_{\text{ср2}} \approx 5,1 \cdot 10^5 \cdot \left(\frac{40,36 \cdot 1000}{2,68} \right)^{-0,9} \approx 110,67$$

$$[(\mu_{\text{т}})_{\text{эд}}]_{\text{ср3}} \approx 5,1 \cdot 10^5 \cdot \left(\frac{40,28 \cdot 1000}{2,68} \right)^{-0,9} \approx 110,96$$

$$[(\mu_{\text{т}})_{\text{эд}}]_{\text{ср4}} \approx 5,1 \cdot 10^5 \cdot \left(\frac{39,75 \cdot 1000}{2,68} \right)^{-0,9} \approx 111,40$$

$$[(\mu_{\text{т}})_{\text{эд}}]_{\text{ср5}} \approx 5,1 \cdot 10^5 \cdot \left(\frac{38,64 \cdot 1000}{2,68} \right)^{-0,9} \approx 112,51$$

Тогда эквивалентная глубина проникновения электромагнитного поля:

$$\delta_{\text{эд1}} \approx 70,7 \cdot \sqrt{\frac{90 \cdot 10^{-8}}{110,23}} \approx 0,00639$$

$$\delta_{\text{эд2}} \approx 70,7 \cdot \sqrt{\frac{95 \cdot 10^{-8}}{110,67}} \approx 0,00655$$

$$\delta_{\text{эд3}} \approx 70,7 \cdot \sqrt{\frac{97 \cdot 10^{-8}}{110,96}} \approx 0,00661$$

$$\delta_{\text{эд4}} \approx 70,7 \cdot \sqrt{\frac{108 \cdot 10^{-8}}{111,40}} \approx 0,00696$$

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		66

$$\delta_{\text{э05}} \approx 70,7 \cdot \sqrt{\frac{115 \cdot 10^{-8}}{112,51}} \approx 0,00715$$

Определяем поправочные коэффициенты:

$$k_{\text{п1}} = 3,20; k_{\text{б1}} = 1,175$$

$$k_{\text{п2}} = 2,86; k_{\text{б2}} = 1,175$$

$$k_{\text{п3}} = 2,80; k_{\text{б3}} = 1,175$$

$$k_{\text{п4}} = 2,75; k_{\text{б4}} = 1,175$$

$$k_{\text{п5}} = 2,56; k_{\text{б5}} = 1,175$$

Тогда активное электрическое сопротивление по формуле (42) будет:

$$R_{\text{э01}} = 3,2 \cdot 1,175 \cdot 90 \cdot 10^{-8} \cdot \frac{8,8}{0,176} = 0,169 \text{ мОм};$$

$$R_{\text{э02}} = 2,86 \cdot 1,175 \cdot 95 \cdot 10^{-8} \cdot \frac{7,05}{0,176} = 0,127 \text{ мОм}$$

$$R_{\text{э03}} = 2,8 \cdot 1,175 \cdot 97 \cdot 10^{-8} \cdot \frac{5,3}{0,176} = 0,096 \text{ мОм}$$

$$R_{\text{э04}} = 2,75 \cdot 1,175 \cdot 108 \cdot 10^{-8} \cdot \frac{3,55}{0,176} = 0,066 \text{ мОм}$$

$$R_{\text{э05}} = 2,56 \cdot 1,175 \cdot 115 \cdot 10^{-8} \cdot \frac{1,80}{0,176} = 0,035 \text{ мОм}$$

$$R_{\text{оз}} = 3,2 \cdot 1,175 \cdot 115 \cdot 10^{-8} \cdot \frac{1,4}{0,176} = 0,034 \text{ мОм}$$

что составляет 20,11 % от начального значения $R_{\text{эд}}$.

Индуктивное сопротивление $X_{\text{эд}}$, мОм:

$$X_{\text{эд}} = 2 \cdot \pi \cdot f \cdot [L_{\text{с}} + L_{\text{в}} + \sum_{k=1}^N (n \cdot \cos \psi \cdot M)_{\text{ик}}], \quad (45)$$

где f - частота тока, $f = 50$ Гц;

$L_{\text{с}}$ - собственная индуктивность электрода, Гн:

$$L_{\text{с}} = 2 \cdot 1_{\text{эд}} \cdot \left\{ \ln \left[\frac{2 \cdot 1_{\text{эд}}}{(D_{\text{эд.экв}})} \right] - 0,75 \right\} \cdot 10^{-7} \quad (46)$$

Эквивалентный диаметр двух электродов равен 0,47 м.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		67

$$L_{c1} = 2 \cdot 8,80 \cdot \left\{ \ln \left[\frac{2 \cdot 8,80}{0,47} \right] - 0,75 \right\} \cdot 10^{-7} = 50,56 \cdot 10^{-7} \text{ Гн}$$

$$L_{c2} = 2 \cdot 7,05 \cdot \left\{ \ln \left[\frac{2 \cdot 7,05}{0,47} \right] - 0,75 \right\} \cdot 10^{-7} = 37,38 \cdot 10^{-7} \text{ Гн}$$

$$L_{c3} = 2 \cdot 5,30 \cdot \left\{ \ln \left[\frac{2 \cdot 5,30}{0,47} \right] - 0,75 \right\} \cdot 10^{-7} = 25,08 \cdot 10^{-7} \text{ Гн}$$

$$L_{c4} = 2 \cdot 3,55 \cdot \left\{ \ln \left[\frac{2 \cdot 3,55}{0,47} \right] - 0,75 \right\} \cdot 10^{-7} = 13,95 \cdot 10^{-7} \text{ Гн}$$

$$L_{c5} = 2 \cdot 1,80 \cdot \left\{ \ln \left[\frac{2 \cdot 1,80}{0,47} \right] - 0,75 \right\} \cdot 10^{-7} = 4,63 \cdot 10^{-7} \text{ Гн}$$

L_B - внутренняя индуктивность электрода, Гн:

$$L_B = 18,92 \cdot 10^{-6} \cdot \sqrt{[(\mu_r)_{\text{эд}}]_{\text{ср}} \cdot \frac{\rho_{\text{эд}}}{f} \cdot \frac{l_{\text{эд}}}{(a_{\text{эд}} + b_{\text{эд}})}} \quad (47)$$

$$L_{e1} = 18,92 \cdot 10^{-6} \cdot \sqrt{110,23 \cdot \frac{90 \cdot 10^{-8}}{50} \cdot \frac{8,8}{(0,49 + 0,18)}} = 3,50 \cdot 10^{-7} \text{ Гн}$$

$$L_{e2} = 18,92 \cdot 10^{-6} \cdot \sqrt{110,67 \cdot \frac{95 \cdot 10^{-8}}{50} \cdot \frac{7,05}{(0,49 + 0,18)}} = 2,89 \cdot 10^{-7} \text{ Гн}$$

$$L_{e3} = 18,92 \cdot 10^{-6} \cdot \sqrt{110,96 \cdot \frac{97 \cdot 10^{-8}}{50} \cdot \frac{5,3}{(0,49 + 0,18)}} = 2,20 \cdot 10^{-7} \text{ Гн}$$

$$L_{e4} = 18,92 \cdot 10^{-6} \cdot \sqrt{111,40 \cdot \frac{108 \cdot 10^{-8}}{50} \cdot \frac{3,55}{(0,49 + 0,18)}} = 1,60 \cdot 10^{-7} \text{ Гн}$$

$$L_{e5} = 18,92 \cdot 10^{-6} \cdot \sqrt{112,51 \cdot \frac{115 \cdot 10^{-8}}{50} \cdot \frac{1,8}{(0,49 + 0,18)}} = 0,82 \cdot 10^{-7} \text{ Гн}$$

M - взаимная индуктивность между проводниками различных фаз

$$M = 2 \cdot l_{\text{эд}} \cdot \left[\ln \left(\frac{2 \cdot l_{\text{эд}}}{g} \right) - 1 \right] \cdot 10^{-7}, \quad (51)$$

где g - среднее геометрическое расстояние между площадями поперечных сечений расходуемых электродов.

$$\frac{p}{l} = \frac{0,27}{0,49} = 0,55$$

$$\frac{g}{l} = \frac{g}{0,49} = 0,8,$$

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		68

Тогда $g = 0,8 \cdot 0,49 = 0,39$.

$$M_1 = 2 \cdot 8,80 \cdot \left[\ln \left(\frac{2 \cdot 8,80}{0,39} \right) - 1 \right] \cdot 10^{-7} = 49,44 \cdot 10^{-7} \text{ Гн}$$

$$M_2 = 2 \cdot 7,05 \cdot \left[\ln \left(\frac{2 \cdot 7,05}{0,39} \right) - 1 \right] \cdot 10^{-7} = 36,49 \cdot 10^{-7} \text{ Гн}$$

$$M_3 = 2 \cdot 5,30 \cdot \left[\ln \left(\frac{2 \cdot 5,30}{0,39} \right) - 1 \right] \cdot 10^{-7} = 24,41 \cdot 10^{-7} \text{ Гн}$$

$$M_4 = 2 \cdot 3,55 \cdot \left[\ln \left(\frac{2 \cdot 3,55}{0,39} \right) - 1 \right] \cdot 10^{-7} = 13,50 \cdot 10^{-7} \text{ Гн}$$

$$M_5 = 2 \cdot 1,80 \cdot \left[\ln \left(\frac{2 \cdot 1,80}{0,39} \right) - 1 \right] \cdot 10^{-7} = 4,40 \cdot 10^{-7} \text{ Гн}$$

Принимаем: $n = 1$, $\cos \psi = -1$, $\psi = \pi$.

Тогда индуктивное сопротивление определяется по формуле (45)

$$X_{\text{эд}1} = 2 \cdot 3,14 \cdot 50 \cdot [50,56 + 3,50 - 49,44] \cdot 10^{-7} = 0,145 \text{ мОм}$$

$$X_{\text{эд}2} = 2 \cdot 3,14 \cdot 50 \cdot [37,38 + 2,89 - 36,49] \cdot 10^{-7} = 0,113 \text{ мОм}$$

$$X_{\text{эд}3} = 2 \cdot 3,14 \cdot 50 \cdot [25,08 + 2,20 - 24,41] \cdot 10^{-7} = 0,090 \text{ мОм}$$

$$X_{\text{эд}4} = 2 \cdot 3,14 \cdot 50 \cdot [13,95 + 1,60 - 13,50] \cdot 10^{-7} = 0,064 \text{ мОм}$$

$$X_{\text{эд}5} = 2 \cdot 3,14 \cdot 50 \cdot [4,63 + 0,82 - 4,40] \cdot 10^{-7} = 0,033 \text{ мОм}$$

Полное электрическое сопротивление цепи, мОм:

$$Z = \sqrt{(R_{\text{шл}} + R_{\text{эд}})^2 + X_{\text{эд}}^2} \quad (52)$$

$$Z_1 = \sqrt{(0,86 + 0,169)^2 + 0,145^2} = 1,04 \text{ мОм}$$

$$Z_2 = \sqrt{(0,86 + 0,127)^2 + 0,113^2} = 0,99 \text{ мОм}$$

$$Z_3 = \sqrt{(0,86 + 0,096)^2 + 0,090^2} = 0,96 \text{ мОм}$$

$$Z_4 = \sqrt{(0,86 + 0,066)^2 + 0,064^2} = 0,93 \text{ мОм}$$

$$Z_5 = \sqrt{(0,86 + 0,035)^2 + 0,033^2} = 0,89 \text{ мОм}$$

Вторичное напряжение трансформатора, В:

$$U_2 = I_{\text{шл}} \cdot Z_i \quad (53)$$

$$U_{2-1} = 40,49 \cdot 1,04 = 42,11 \text{ В}$$

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		69

$$U_{2-2}=40,36 \cdot 0,99=39,96 \text{ В}$$

$$U_{2-3}=40,28 \cdot 0,96=38,67 \text{ В}$$

$$U_{2-4}=39,75 \cdot 0,93=36,97 \text{ В}$$

$$U_{2-5}=38,64 \cdot 0,89=34,39 \text{ В}$$

Для питания электрошлаковой печи переменным током промышленной частоты ($f = 50\text{Гц}$) выбираем трансформатор типа ЭДЦН-3200/10 (Э - электропечной трансформатор, ДЦ - принудительное охлаждение с обдувом воздухом и циркуляцией масла через теплообменник, Н - переключение под нагрузкой, 3200 - типовая мощность, кВ · А; 10 - напряжение, кВ).

Данные для построения графика электрического режима ЭШП по ходу переплава приведены в таблице 11.

Таблица 11 - Данные для построения графика дифференцированного электрического режима ЭШП

№	Переменные величины								
	$I_{эд},$ м	$T_{эд},$ К	$R_{эд},$ МОм	$X_{эд},$ МОм	$I_{шл},$ кА	$P_{пол},$ кВт	$P_{шл},$ кВт	$R_{шл},$ МОм	$U_2,$ В
1	8,80	202,32	0,169	0,145	40,49	413,45	1409,827	0,86	42,11
2	7,05	256,73	0,127	0,113	40,36	404,47	1400,864	0,86	39,96
3	5,30	344,48	0,096	0,090	40,28	390,00	1395,476	0,86	38,67
4	3,55	515,54	0,066	0,064	39,75	361,77	1358,698	0,86	36,97
5	1,80	1016,89	0,035	0,033	38,64	279,05	1283,950	0,86	34,39

Общее время электрошлакового переплава

$$\tau = \frac{m_0}{Q_m} = \frac{10000}{0,3} = 33333 \text{ с} = 9,3 \text{ ч} = 9 \text{ часов } 18 \text{ мин}$$

Расчет материального баланса плавки

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ				Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					70

Изменение металла по ходу ЭШП

Масса сплавляемой части электродов:

$$m_{\text{эд}} = 2 \cdot 7,8 \cdot 7,4 \cdot 0,49 \cdot 0,18 \cdot 1000 = 10182,0 \text{ кг} \quad (54)$$

при $N = 2$.

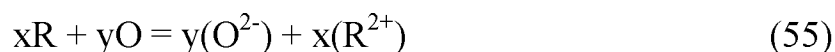
Химический состав для электрода предоставлен в таблице 12

Таблица 12 - Химический состав электрода для ЭШП стали марки 07X16H6

В процентах

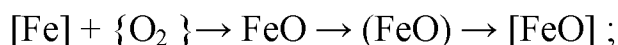
Содержание	C	Si	Cr	Mn	Ni	S	P	Fe	Всего
%	0,070	0,400	16,500	0,400	6,500	0,015	0,020	76,095	100,000
кг	7,127	40,728	1680,030	40,728	661,830	1,527	2,036	7747,993	10182,000

При ЭШП происходит окисление (угар) элементов (таблица 13). Это обусловлено протеканием реакции :



То есть воздействием кислорода на легирующий элемент. Имеется два пути доставки кислорода к поверхности металлической ванны:

а) окисление поверхности электрода кислородом воздуха, далее перехода окалины в шлак при плавлении электрода и доставка кислорода к границе жидкого металла:



б) перенос кислорода элементами с переменной валентностью от газовой границы к жидкой металлической ванне



Таблица 13 - Угар легирующих элементов

В процентах

Si	Mn	Cr	S
10	3	0,7	34

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		71

В процессе ЭШП электрод окисляется с поверхности. Каждый метр поверхности присоединяет 25 грамм кислорода. Количество образующейся окалины (FeO) на электроде равно:

$$m_{\text{FeO}} = 2 \cdot \left(\frac{72 \cdot 0,025}{16} \right) \cdot 2 \cdot (a + b) \cdot I_{\text{эл}} \cdot 2, \quad (56)$$

где a, b - стороны электрода, м ;

$I_{\text{эл}}$ - длина сплавляемой части электрода, м.

$$m_{\text{FeO}} = 2 \cdot \left(\frac{72 \cdot 0,025}{16} \right) \cdot 2 \cdot (0,18 + 0,49) \cdot 7,4 \cdot 2 = 4,46 \text{ кг}$$

Для образования данного количества (FeO) потребуется кислорода из атмосферы:

$$m_{\text{O}} = 2 \cdot 0,02 \cdot 2 \cdot (a + b) \cdot I_{\text{эл}} \cdot 2 \quad (57)$$

$$m_{\text{O}} = 2 \cdot 0,02 \cdot 2 \cdot (0,49 + 0,18) \cdot 7,4 \cdot 2 = 0,79 \text{ кг}$$

Окислится железа, кг:

$$m_{\text{Fe}} = m_{\text{FeO}} - m_{\text{O}} \quad (58)$$

$$m_{\text{Fe}} = 4,46 - 0,79 = 3,67 \text{ кг.}$$

Окалина при плавлении переходит в шлак. Конечное содержание закиси железа в шлаке АНФ-6 составляет 0,15 %. Таким образом, в шлаке остается:

$$m_{\text{FeOшл}} = \frac{0,15 \cdot m_{\text{шл}}}{100} \quad (59)$$

$$m_{\text{FeOшл}} = \frac{0,15 \cdot m_{\text{шл}}}{100} = \frac{0,15 \cdot 250}{100} = 0,375 \text{ кг}$$

Перейдет железа из шлака в слиток :

$$m_{\text{FeOc}} = \left[\left(\frac{m_{\text{FeO}} + m_{\text{шл}} \cdot X}{100} \right) - m_{\text{FeOшл}} \right] \cdot \frac{56}{72} \quad (60)$$

где X - количество FeO в исходном (до переплава) шлаке.

$$m_{\text{FeOc}} = \left[\left(\frac{4,46 + 250 \cdot 0}{100} \right) - 0,375 \right] \cdot \frac{56}{72} = -0,29 \text{ кг}$$

Это показывает то, что из слитка перейдет в шлак 0,29 кг FeO. Тогда в шлаке будет содержаться FeO – 3,38 кг.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		72

В данном случае принимаю то, что в качестве флюса использовала 100% АНФ-6 без добавок отработанного флюса. Определяю количество железа, образовавшегося в шлаке:

$$m_{\text{Feш}} = \frac{m_{\text{FeOш}} \cdot 56}{72} \quad (61)$$

$$m_{\text{Feш}} = \frac{0,375 \cdot 56}{72} = 0,292 \text{ кг}$$

Совместно с железом в шлак перейдет кислорода:

$$m_{\text{Oш}} = \frac{m_{\text{FeOш}} \cdot 16}{72} \quad (62)$$

$$m_{\text{Oш}} = \frac{0,375 \cdot 16}{72} = 0,083 \text{ кг}$$

Расчёт количества элементов, окисляющихся по ходу ЭСП:

Количество окислившегося элемента:

$$m_{[\text{R}]} = \frac{m_{\text{эд}} \cdot [\text{R}\%] \cdot Y}{100 \cdot 100}, \quad (63)$$

где $m_{\text{эд}}$ – масса переплавляемых электродов. кг;

Y – угар элемента, %;

R – процентное содержание элемента в металле.

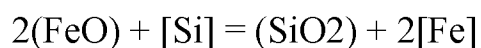
Количество кислорода, необходимое для окисления:

$$m_{\text{O}} = \frac{m_{[\text{R}]} \cdot M_{(\text{O}_2)}}{M_{[\text{R}]}} \quad (64)$$

где $M_{(\text{O}_2)}$ – молекулярная масса кислорода в образовавшемся оксиде;

$M_{[\text{R}]}$ – молекулярная масса окислившегося элемента.

Окисление кремния по реакции:



$$m_{[\text{Si}]} = \frac{40,728 \cdot 10}{100} = 4,073 \text{ кг}$$

$$m_{\text{O}} = \frac{4,073 \cdot 16}{28} = 2,327 \text{ кг},$$

при этом образуется кремнезём

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		73

$$m_{SiO_2} = \frac{4,073 \cdot 60}{28} = 8,728 \text{ кг}$$

Окисление серы:

$$m_{[S]} = \frac{1,527 \cdot 34}{100} = 0,519 \text{ кг}$$

$$m_O = \frac{0,519 \cdot 16}{32} = 0,259 \text{ кг},$$

образуется SO₂

$$m_{SO_2} = \frac{0,519 \cdot 64}{32} = 1,038 \text{ кг},$$

Окисление марганца:

$$m_{[Mn]} = \frac{40,728 \cdot 3}{100} = 1,228 \text{ кг}$$

$$m_O = \frac{1,228 \cdot 16}{55} = 0,357 \text{ кг},$$

образуется MnO

$$m_{MnO} = \frac{1,228 \cdot 71}{55} = 1,585 \text{ кг},$$

Окисление хрома:

$$m_{[Cr]} = \frac{1680,0 \cdot 0,7}{100} = 11,76 \text{ кг}$$

Предполагаемый вес слитка:

$$m_{сл} = m_{эд} - \sum m_i$$

$$m_{сл} = 10182,00 - (4,073 + 0,519 + 1,228 + 11,76 + 3,67 - 0,29) = 10161,04 \text{ кг}$$

Выход годного:

$$\% = \frac{m_{сл}}{m_{эд}} \cdot 100 \quad (66)$$

$$\% = \frac{10161,04}{10182,00} \cdot 100 = 99,79$$

Таблица 14 - Вес слитка

Приход, кг					Расход, кг				
------------	--	--	--	--	------------	--	--	--	--

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ					Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						74

Вес сплавляемой части электрода: $m_{эд} = 10182,00$	1. Окислится железа: 3,67 2. Окислится кремния: 4,073 3. Окислится серы: 0,519 4. Окислится марганца: 1,228 5. Окислится хрома: 11,76 6. Восстановится железа: 0,29
Итого: 10182,00 кг	Итого: 20,96

Таблица 15 - Химический состав слитка после ЭШП

Содержание	C	Si	Cr	Mn	Ni	S	P	Fe	Всего
%	0,070	0,361	16,418	0,389	6,513	0,010	0,020	76,219	100,000
кг	7,127	36,655	1668,270	39,500	661,830	1,008	2,036	7744,613	10161,040

Изменение флюса в процессе электрошлакового переплава

Таблица 16 - Химический состав исходного флюса марки АНФ-6 (ТУ-14-1-1948-77)

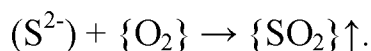
Соединения	CaF ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	SiO ₂	FeO
%	100,000	60,000	30,000	4,500	0,900	2,600
кг	250,000	150,000	75,000	11,250	2,250	6,500

Считаем, что содержание С и Р не изменяется в течение переплава.

Согласно расчету содержание (FeO) в шлаке составляет

$$m_{FeO} = 6,5 \text{ кг.}$$

На границе шлака с воздухом протекает реакция:



По данной реакции окисляется примерно 70 % серы или

$$m'_s = \frac{(m_s + m_{\text{исх. фл}}) \cdot 70}{100} \quad (67)$$

где $m_{\text{исх. фл}}$ – количество серы в исходном шлаке, кг;

m_s – количество серы, перешедшей из металла в шлак, кг.

$$m'_s = \frac{(0,519 + 0) \cdot 70}{100} = 0,363 \text{ кг}$$

Остается серы во флюсе:

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		75

$$\Delta m_{S \text{ шл}} = (m_S + m_{S \text{ исх.фл}}) - m'_S, \quad (64)$$

$$\Delta m_{S \text{ фл}} = (0,519 + 0) - 0,363 = 0,156 \text{ кг.}$$

Для окисления серы потребуется кислорода:

$$m_O = \frac{m'_S \cdot 32}{32}$$

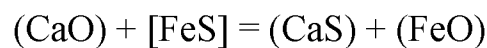
$$m_O = m'_S = 0,363 \text{ кг.}$$

В атмосферу улетучится SO_2 :

$$m_{SO_2} = m'_S + m_O, \quad (65)$$

$$m_{SO_2} = 0,363 + 0,363 = 0,726 \text{ кг.}$$

По реакции



образуется:

$$m_{CaS} = \frac{m'_S \cdot 72}{32}$$

$$m_{CaS} = \frac{0,363 \cdot 72}{32} = 0,817 \text{ кг}$$

Затрачивается CaO:

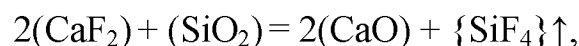
$$m_{CaO} = \frac{m_{CaS} \cdot 112}{144}$$

$$m_{CaO} = \frac{0,817 \cdot 112}{144} = 0,635 \text{ кг}$$

Содержание кремнезема во флюсе в результате окисления кремния увеличится на:

$$m_{SiO_2} = 5,00 \text{ кг.}$$

В системе $CaF_2 - SiO_2$ протекает реакция:



по которой окисляется примерно 20% (SiO_2):

$$m'_{SiO_2} = \frac{m_{SiO_2 \text{ исх.фл}} + m_{SiO_2}}{5}$$

где $m_{SiO_2 \text{ исх.фл}}$ – количество SiO_2 в исходном флюсе.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		76

$$m'_{SiO_2} = \frac{5,0 + 8,728}{5} = 2,746 \text{ кг}$$

Во флюсе останется:

$$\Delta m_{SiO_2 \text{ фл.}} = (m_{SiO_2 \text{ исх. фл.}} + m_{SiO_2}) - m'_{SiO_2} \quad (67)$$

$$\Delta m_{SiO_2 \text{ фл.}} = (5,0 + 8,728) - 2,746 = 10,982 \text{ кг.}$$

При протекании данной реакции расходуется:

$$m_{CaF_2} = \frac{(m_{SiO_2 \text{ исх. фл.}} + m_{SiO_2}) \cdot 156}{300}$$

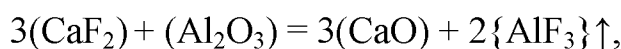
$$m_{CaF_2} = \frac{(5,0 + 8,728) \cdot 156}{300} = 16,216 \text{ кг}$$

Образуется CaO :

$$m_{CaO} = \frac{(m_{SiO_2 \text{ исх. фл.}} + m_{SiO_2}) \cdot 112}{300}$$

$$m_{CaO} = \frac{(5,0 + 8,728) \cdot 112}{300} = 5,125 \text{ кг}$$

По реакции:



окисляется примерно 10 % (Al_2O_3) или:

$$m'_{Al_2O_3} = \frac{m_{Al_2O_3}}{10}$$

$$m'_{Al_2O_3} = \frac{75}{10} = 7,5 \text{ кг}$$

Во флюсе останется:

$$\Delta m_{Al_2O_3 \text{ фл.}} = m_{Al_2O_3 \text{ исх. фл.}} - m'_{Al_2O_3} \quad (70)$$

$$\Delta m_{Al_2O_3 \text{ фл.}} = 75,0 - 7,5 = 67,5 \text{ кг.}$$

При протекании реакции образуется (CaO):

$$m_{CaO} = \frac{m'_{Al_2O_3} \cdot 168}{102}$$

$$m_{CaO} = \frac{7,5 \cdot 168}{102} = 12,353 \text{ кг}$$

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		77

При этом расходуется (CaF₂):

$$m_{CaF_2} = \frac{m'_{Al_2O_3} \cdot 117}{51}$$

$$m_{CaF_2} = \frac{7,5 \cdot 117}{51} = 17,206$$

Поскольку другие элементы при ЭШП не улетучиваются, то составляем таблицу состава конечного шлака.

Таблица 17 – Химический состав конечного шлака

Соединения		CaF ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	SiO ₂	FeO	MnO	SO ₂
%	100,000	48,918	28,324	11,788	0,944	4,608	4,599	0,665	0,152
кг	238,311	116,578	67,500	28,093	2,250	10,982	10,960	1,585	0,363

Материальный баланс плавки представлен в таблице 18

Таблица 18 - Материальный баланс плавки

Израсходовано, кг	Получено, кг
1. Оплавляемая часть электрода: 10182; 2. Флюс АНФ-6: 250.	1. Шлак: 238,311; 2. Слиток: 10161,04 3. {O ₂ }: 3,643; 4. Угар шлака: 7,5 5. Угар металла: 20,96 6. SO ₂ – 0,726 7. CaS – 0,817
Итого: 10432,00	Итого: 10432,997

$$\text{Невязка: } \frac{10432,997 - 10432,00}{10432,997} \cdot 100 = 0,01\%$$

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		78

Таблица 19 – Материальный баланс всей плавки

Израсходовано	Получено
1 Масса сплавляемой части электродов – 1528,000 кг;	1 Шлак – 34,179 кг, в том числе гарнисаж – 6,836 кг;
2 Кислорода из атмосферы – 1,110 кг;	2 Слиток – 1524,641 кг;
3 Флюс – 30,000 кг;	3 SiF ₄ – 0,208 кг;
	4 Испарение SO ₂ – 0,013 кг;
Итого: 1559,560 кг.	Итого: 1559,041 кг.

$$\text{Невязка: } \frac{1559,560 - 1559,041}{1559,560} \cdot 100\% = 0,033\%$$

Данная невязка находится в допустимых пределах.

Требования к дальнейшему переделу

1. Слитки на прокатку поставляются в зачищенном состоянии и не позднее 8 часов после переплава.
2. Охлаждение слитков происходит на воздухе.

4 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ В СТАЛЕПЛАВИЛЬНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

Общие положения

При работе в сталеплавильных цехах охране труда и технике безопасности уделяется очень большое внимание ввиду сложных и тяжелых условий труда, присущих этому производству. Так, в процессе выплавки и разливки стали металлурги имеют дело с жидким металлом и шлаком. Нарушение правил обращения с этими расплавами может вызвать взрывы, опасные для жизни ожоги и др. Тяжелая физическая работа в непосредственной близости от источников тепла приводит к перегреву организма, и нужно принимать меры по защите рабочих от теплоизлучений.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		79

Поведение работающих в сталеплавильных цехах регламентировано рядом правил техники безопасности, знание и выполнение их обязательно. Вновь поступающие рабочие проходят подробный инструктаж по общим вопросам техники безопасности, наиболее важные особенности объясняются непосредственно на рабочем месте. В первое время до получения устойчивых трудовых навыков вновь принятый рабочий находится под постоянным наблюдением мастера, бригадира.

Все рабочие получают в цехе специальную одежду, обувь, рукавицы и различные защитные приспособления (каска, очки и пр.).

Тип спецодежды должен соответствовать условиям труда на каждом конкретном месте. Пришедшая в негодность одежда и обувь должны своевременно заменяться.

Основные источники опасности

Главное правило при работе с жидким металлом и шлаком состоит в том, чтобы не допускать их контакта с водой и влажными материалами. При 1500-1600 °С вода, мгновенно превращаясь в пар, ведет себя как взрывчатое вещество. Особенно опасно, когда влажные материалы оказываются

прикрытыми слоем металла (шлака). Поэтому заправочные материалы, сыпучие, ферросплавы должны быть предварительно просушены или прокалены.

В сталеплавильных цехах широко используют газообразное топливо, кислород и другие газы. Большинство горючих газов способно образовывать с воздухом взрывоопасные смеси. Особенно опасны в этом отношении коксовый газ, содержащий до 50 % водорода, и природный газ, состоящий в основном из метана. Доменный газ устойчивее к взрывам, но содержит высокие концентрации СО – ядовитого вещества. В ряде случаев может быть опасен и технический кислород. Он обладает способностью воспламенять, даже при комнатной температуре, различные масла и материалы пропитанные ими. Поэтому нельзя работать с кислородом в замасленной одежде. Даже чистая одежда, пропитанная кислородом, может воспламениться от огонька спички при курении.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		80

При эксплуатации газового хозяйства цеха нужно постоянно следить за герметичностью газопроводов, исправностью запорной и распределительной арматуры. На пути газовой разводки не должно быть застойных участков, все помещения, где имеется газовая арматура, должны хорошо вентилироваться. Утечки горючих газов контролируются специальными приборами. Запрещается использовать для этой цели факелы или другие источники открытого огня.

Над многими рабочими местами в цехе перемещаются мостовые краны с различными грузами, в том числе с жидким металлом. На рабочих площадках, в разливочных пролетах сталеплавильных цехов двигаются завалочные машины, составы с шихтой и изложницами, ковши с жидким чугуном. В этих условиях по избежание несчастных случаев необходимо повышенное внимание работающих ко всем видам цехового транспорта.

Краны, завалочные машины, самоходные тележки сталевозов и др. должны быть оборудованы системой световой и звуковой сигнализации. В цеховых помещениях предусматриваются габариты безопасности для свободного пропуска работающих транспортных средств.

Там, где это возможно, действующие механизмы изолируют от цехового персонала. Для этой цели широко используют различные ограждения или даже отдельные помещения. Так, ограждению подлежат приводы перекидных устройств, вентиляторов, различные лебедки, транспортеры, подъемники

При операциях, выполняемых при помощи мостовых кранов нужно стремиться к максимальной автономности их действий; переноску грузов осуществлять по возможности без участия подкрановых рабочих. Для этого краны оборудуют различными приспособлениями способными самостоятельно захватывать грузы. При ручном выполнении такелажных операций необходимо четкое взаимопонимание машиниста крана и подкрановых рабочих.

Сталеплавильный цех относится типу «горячих», производственный процесс в нем сопровождается очень большими тепловыделениями. Основная доля приходится на тепло, излучаемое жидкими металлом и шлаком, плавящимися

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		81

материалами, поверхностями огнеупоров, нагретых до 1000-1700 °С, значительно меньше доля конвективного тепловыделения с массами горячего воздуха и газов.

Основная защита от излучений – теплоизоляция поверхностей, экраны, ограждающие источники тепла. Так, при отборе проб из печи используют подвижные экраны, принимающие основную часть лучистого тепла. Снижает тепловое воздействие на организм человека и правильно выбранная спецодежда. Сейчас ее изготавливают из толстых суконных и войлочных материалов, успешно испытывается и одежда с теплоотражающей поверхностью.

Для защиты глаз от светового излучения высокотемпературных поверхностей используют светофильтры синей и фиолетовой окрасок. Сталеплавильщики применяют очки различных конструкций, рамки, темные участки стекол в кабинах кранов, завалочных машин.

Важное значение имеет питьевой режим работников горячих цехов. Потери влаги, иногда очень значительные, должны восполняться за счет подсоленной газированной воды, кваса, минеральной воды и др. Ведутся исследования, как по разработке новых составов питьевых растворов, так и по рациональному режиму их употребления.

В сталеплавильных цехах есть много источников сильного шума: форсунки и горелки печей, кислородные фурмы, парозежекторные насосы, вентиляторы, движущийся транспорт. Шум от многих источников ликвидировать нельзя, но ослабить его интенсивность – задача соответствующих служб завода. В частности, возможна звукоизоляция многих стационарных источников шума, вплоть до сооружения отдельных помещений. В ряде случаев следует применять индивидуальные средства защиты работающих от шума.

Некоторые правила техники безопасности на участках цехов

Сталеплавильное отделение. Зону действия печей следует огораживать щитами, закрывающими проемы между корпусом и рабочей площадкой. Пуску плавки, повороту печи должны предшествовать звуковые сигналы,

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		82

предупреждающие обслуживающий персонал. Все операции по управлению плавкой производятся дистанционно, со специальных пультов.

Перемещение составов с шихтой по рабочей площадке производится с небольшой скоростью в присутствии специально выделенных людей. Завалочные машины во время движения должны автоматически подавать звуковые сигналы. Габариты безопасности и пространство между рельсами завалочной машины нельзя занимать посторонними предметами. Перед началом завалки шихты сталевар обязан тщательно осмотреть лом, обращая особое внимание на качество его укладки, наличие взрывоопасных предметов.

При ремонтах подины и выпускного отверстия часто пользуются сжатым воздухом. В этих случаях необходимо следить за тем, чтобы не травмировать рабочих разливочного пролета брызгами металла и шлака, вылетающими через выпускное отверстие.

Сталевыпускные желоба крупных печей делают съемными, футеруют и сушат их в специально отведенном месте разливочного пролета. Навешивают желоба при помощи консольного крана.

Разливочные пролеты. Сталеразливочные и промежуточные ковши должны подаваться на плавку с исправной футеровкой, хороши просушенными, с тщательно установленным стопором (шибером) Недостаточно просушенный ковш может стать источником тяжелых травм. Плохо набранный и установленный стопор приводит к аварийной разливке, что очень опасно для обслуживающего персонала.

На дно шлаковых чаш можно подсыпать только сухой мусор использовать воду для осаживания шлака запрещается. Нельзя кантовать чаши со шлаком в разливочном пролете цеха. Эту операцию выполняют на специально оборудованных шлаковых дворах.

При разливке стали на МНЛЗ ковш должен быть установлен на стенде. Стопоры (шиберы) сталеразливочного и промежуточных ковшей следует оборудовать средствами дистанционного управления. Необходимо тщательно контролировать системы охлаждения кристаллизатора и зоны вторичного

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		83

охлаждения. При появлении течи в полости кристаллизатора возможны проникновение воды под корочку слитка и выброс жидкого металла из кристаллизатора.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		84

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В дипломном проекте рассмотрены химический состав, структура и дефекты стали марки 07X16H6. Разработана оптимальная технология электрошлакового переплава. Рассчитаны геометрические размеры рабочего пространства печи, материальный, энергетический и электрический балансы плавки.

Таким образом, данную марку стали целесообразно выплавлять в 12–тонной электродуговой печи с последующим переплавом на ЭШП.

Электрошлаковый переплав необходим для:

- снижения содержания серы;
- уменьшения количества и размеров неметаллических включений;
- равномерного распределения неметаллических включений по всему сечению слитка. Для этого необходимо выбрать оптимальную скорость переплава;
- частичного удаления азота.

Благодаря этому повышается ударная вязкость, пластичность. Увеличивается предел прочности стали. Уменьшается анизотропия свойств.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		85

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Вачугов Г.А. Расчет электрошлаковых установок для производства сталей и сплавов. Учебное пособие - Челябинск, 1976. – 32 с.
2. Глебов А.Г., Машкевич Е.И. Электрошлаковый переплав. – М.:Металлургия, 1985. – 343 с.
3. Егоров А.В. Расчет мощности и параметров электропечей черной металлургии: Учеб. пособие для вузов - М.: Металлургия, 1990. – 280 с.
4. Латаш Ю.В., Медовар Б.И. Электрошлаковый переплав. – М.:Металлургия, 1970. – 240 с.
5. Поволоцкий Д.Я. Рошин В.Е., Мальков Н.В. Электрометаллургия стали и ферросплавов: Учебник для вузов. 3-е изд., перераб. и доп. - М.: Металлургия, 1995. – 592 с.
6. Чуманов В.И. Технология электрошлакового переплава: Учебное пособие. - Челябинск.- изд. ЮУрГУ, 1999. – 143 с.
7. Технологические инструкции на ЭШП сталей и сплавов.
8. Электрошлаковые печи /Под ред. Б.Е.Патона. – Киев.: Наук.думка, 1976. – 414 с.
9. Бородулин Г.М., Мошкевич Е.И. Нержавеющая сталь. - М: Металлургия, 1973. – 319 с.
10. Глебов А.Г., Машкевич Е.И. Электрошлаковый переплав. – М: Металлургия, 1985. – 343 с.
11. ГОСТ 5582-75 Прокат тонколистовой коррозионно-стойкий, жаростойкий и жаропрочный. Технические условия.
12. ГОСТ 5949-75 Сталь сортовая и калиброванная коррозионно-стойкая, жаростойкая и жаропрочная. Технические условия.
13. ГОСТ 7350-77 Сталь толстолистовая коррозионно-стойкая, жаростойкая и жаропрочная. Технические условия.
14. ГОСТ 25054-81 Поковки из коррозионно-стойких сталей и сплавов. Общие технические условия.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		86

15. Егоров А.В. Расчет мощности и параметров электропечей черной металлургии: учеб. пособие для вузов. - М: Металлургия, 2011. – 280 с.

16. Латаш Ю.В., Медовар Б.И. Электрошлаковый переплав. – М.: Металлургия, 2011. – 240 с.

17. Масленков С.Б. Жаропрочные стали и сплавы. – М.: Металлургия, 2009. – 192 с.

18. Технологическая инструкция ЗМК-ЭШП. Электрошлаковый переплав стали и сплавов. 2001. – 24 с.

19. ТУ 14-1-2375-77 Сталь тонколистовая коррозионностойкая марок 07Х16Н6 (ЭП288), 07Х16Н6-Ш (ЭП288-Ш).

20. Химушин Ф.Ф. Жаропрочные стали и сплавы. – М: Металлургия, 1969, 2-е изд. – 752 с.

					22.03.02.2021.313.00.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		87