

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. Златоуст
Факультет «Техники и технологии»
Кафедра «Техника и технологии производства материалов»
Направление подготовки «Металлургия»

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой
Проф., д.т.н. И.В.Чуманов
«__» _____ 2021 г

Анализ возможности совершенствования технологии производства марки
ЭИ696 на заводе ООО «ЗМЗ» направленный на снижение образования брака по
виду «расслоение»

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ

ЮУрГУ-22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Руководитель проекта
к.п.н.
_____ Ю.Е. Амосова
« 14 » _____ 06 _____ 2021 г.

Автор проекта
студент группы ФТТ-534
_____ Н.В.Мазанов
«__» _____ 2021 г.

Технический контроль
доц. к.т.н.
_____ А.В. Рябов
«__» _____ 2021 г.

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

Златоуст 2021 г.

ОГЛАВЛЕНИЕ

	стр.
ВВЕДЕНИЕ.....	7
1 СВОЙСТВА И ПРИМЕНЕНИЕ МАРКИ СТАЛИ ЭИ696.....	8
1.1 Химический состав.....	8
1.2 Характерные дефекты.....	10
2 ПРИМЕНЕНИЕ БОРА В ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ.....	12
2.1 Влияния бора на свойства стали.....	12
2.2 Влияние микродобавки бора на коррозионно-электрохимические свойства стали.....	19
3 ОБЗОР ТЕХНОЛОГИЙ ОБРАБОТКИ ВЫПЛАВЛЯЕМОЙ СТАЛИ.....	23
3.1 Технологии выплавки.....	23
3.2 Удаление примесей методом обработки вакуумом.....	25
3.3 Требования к металлу открытой выплавки.....	34
3.4 Технология проведения электрошлакового переплава.....	36
3.5 Требования к исходному металлу для ЭШП.....	42
4 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ.....	44
4.1 Техничко-экономическое обоснование выбора установки ЭШП.....	44
4.2 Техничко-экономическое обоснование выбора рабочего флюса.....	44
4.3 Расчет параметров электрошлакового переплава.....	45
4.4 Материальный баланс плавки.....	58
5 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ.....	65
5.1 Исследование отбракованных образцов по виду расслоение.....	65
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	72
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	73

					22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР			
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подп.</i>	<i>Дата</i>	Анализ возможности совершенствования технологии производства марки ЭИ696 на заводе ООО «ЗМЗ» направленный на снижение образования брака по виду «расслоение»	<i>Лит</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
Разраб.	Мазанов Н.В.					Д	5	73
Пров.	Амосова Ю.Е.							
Н. контр.	Седухин В.В.					ФГАОУ «ЮУрГУ» (НИУ) Кафедра «ТиТПМ»		
Утв.	Чуманов И.В.							

ВВЕДЕНИЕ

Во время высоких технологий без высоколегированных сталей и сплавов развития технологии практически не происходит. К сплавам высокие требования: жаропрочность, стойкость к коррозии, стойкость к механическим воздействиям. Проводится много исследований металла по виду их производству и обработке. Методом проб и анализов, пробных плавок добиваются высококачественных материалов. Один из этих методов появился в середине XX века. В практике металлургии появился новый вид улучшения качества сплавов в области спецэлектрометаллургии это электропереплав с использованием шлака.

Сплавы, направленные на электрошлаковый переплав, соответствовали высокой чистоте химического состава, отсутствием разного рода дефектов: ликвационный, усадочный. Обладает высокой однородностью состава по всей длине слитка и плотностью структуры металла лучше, чем в других методах металлургии.

Данный переплав легко управляем, так как, меняя параметры расходуемых материалов, химический состав применяемого флюса и его количество, а также электрические параметры хода переплава, удастся широко управлять скоростью плавления. А также, при электрошлаковом процессе есть возможность получения слитков разнообразных параметров (круглого сечения, квадратного сечения, прямоугольного сечения с большим соотношением длин широкой и узкой сторон, полые заготовки, заготовки прокатных валков, сосуды высокого давления). И каждая технология ЭШП требует разработки технологии, так как при смене параметров выплавки происходят и изменения структур и химического состава металла, которые могут привести к браку.

Любое отклонение от технологии приводит к снижению качества стали. При производстве металлов ни как не обойтись без образования брака, который отсортировывается при проверке качества. Проводятся исследования бракованных образцов и исследование причин данного брака. Анализируя выводы исследований, производятся корректировки технологии во избежание повторного образования брака. Корректировки технологии могут коснуться как химического состава, так и технологии обработки стали.

В данной работе представлены методы обработки стали марки ЭИ696, дефекты возможные при выплавке влияющие на качество металла. Анализ брака и рекомендации по корректировке технологии, которые могут привести к снижению образования брака.

1 СВОЙСТВА И ПРИМЕНЕНИЕ МАРКИ СТАЛИ ЭИ696

1.1 Химический состав

Согласно требованиям к высоколегированным сплавам выплавка производится строго химическому составу, так как состав определяет свойства металла и его структур. Химический состав марки ЭИ696 представлен в таблице 1

Таблица 1 – Химический состав стали 10X11H20T3P по ГОСТ 5632-2014

В процентах														
C		Mn		W	P	S	Cu				Al	Mo	V	
Не более	Si	Не более	Cr	Не более	Не более	Не более	Не более	Ni	Ti	B	Не более	Не более	Не более	Fe
0,10	0,10 0,40	1,00	11,00 12,50	0,20	0,035	0,02	0,30	18,00 21,00	2,60 3,20	0,008 0,020	0,80	0,30	0,20	ОСНОВА

Сплав ЭИ696 относится к жаропрочной категории сталей. Является аустенитной нержавеющей сталью. Для увеличения высоких жаропрочностных свойств в неё при выплавке добавляют присадки: Mo, W V, Nb и B. Жаропрочность аустенитных сталей выше, чем перлитных и мартенситно-ферритных. Аустенитные типы сплавов: имеют высокую пластичность, хорошо свариваются, но сложно обрабатываются резанием.

Введение титана в данный сплав предназначено для связывания углерода в карбиды, что уменьшает склонность материала к межкристаллитной коррозии (МКК) при достижении высоких температур в радиусе 700 °С, а значит, повышается срок службы и максимальные температуры использования данного сплава при температурах свыше 700 °С. Присадка лигирующего элемента бора упрочняет границы зерен в результате образования пленки на границе зерен. Поэтому сплав ЭИ696 принадлежит к подгруппе аустенитных сталей, упрочняемых старением с интрметаллидной структурой. Структура стали: гетерогенный твердый раствор с упрочняющей фазой Ni₃Ti.

При сопоставлении с хромомарганценикелевыми сплавами, например ЭИ481. Сплав типа ЭИ696 обладает большей жаропрочностью и рекомендуются для изготовления наиболее нагруженных деталей. Введение в эти стали бора заметно повышает их жаропрочностные свойства.

Термическая обработка таких сталей включает закалку с 1050...1100 °С. После закалки старение при температуре выше эксплуатационной (600...750 °С). В процессе выдержки при этих температурах в дисперсном виде выделяются карбиды, карбонитриды, вследствие чего прочностные характеристики сплава увеличиваются. Сплав проявляет структуру аустенита с включениями дисперсных интерметаллидов (Ni₃Ti, Fe₃Ti), параллельно связанных с решеткой γ-твердого раствора. Жаропрочностные свойства сохраняются до 750...800 °С.

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

7

Помимо высокой жаропрочности сплав ЭИ696 характеризуется пониженной хладноломкостью, то есть повышенной устойчивостью к деформациям и хрупкому разрушению, связанному с воздействием крио температур (повышенной хладостойкостью) и используется в узлах и деталях криогенной техники при температурах до -253 °С. Данный сплав по хладостойкости котируется к материалам, используемых для работы при температуре ниже 77 К. К этой группе принадлежат стали, используемые в космической технике, производстве и потреблении водорода, экспериментальной физике. Для работы при таких условиях пригодны высоколегированные коррозионностойкие стали (например ЭИ696,ЭП33-ВД, ЭИ878), а также некоторые бронзы, никелевые, алюминиевые сплавы, легированные Mg.

Классификация	Сталь коррозионностойкая (нержавеющая) жаропрочная высоколегированная
Заменитель	Сталь 10X11H20T2P(ЭИ-696А), Сталь 10X11H23T3MP-ВД(ЭП33-ВД)
Прочие обозначения	Сталь 10X11H20T3P; ст.10X11H20T3P-ВД; 10X11H20T3P; ЭИ696; X12H20T3P,
Иностранные аналоги	отсутствуют
Применение	изготовление поковок, сортового и листового проката, турбинных дисков, кольцевых деталей, крепежных деталей, деталей компрессора и рабочей части турбин с рабочей температурой до +700 °С, а также для производства криогенной арматуры, работающей при температуре до минус 253 °С.
Примечания	Сталь жаропрочная аустенитного класса с интерметаллидным упрочнением. Рекомендованная максимальная температура эксплуатации в течение ограниченного срока работы +700 °С. Температура начала интенсивного окисления в воздушной среде +850 °С.

Поставляемая продукция

Основной ГОСТ	ГОСТ 5632-14, ОСТ 1 90005-91
Слитки. Заготовки. Слябы	ОСТ 3-1686-90, ОСТ 1 90176-75
Обработка металлов давлением. Поковки, прокат	ТУ 14-1-1530-75, ТУ 14-1-2902-16, ТУ 14-1-2918-80

Технологические характеристики сплава 10X11H20T3P (ЭИ696)

1. Сталь выплавляется в открытых дуговых и индукционных электро-печах;
2. Температура пластической деформации - начиная с 1130, предел до 900 °С;
3. Термообработка: нагрев до 1100 – 1150 °С, выдержка 2 часа, охлаждение на воздухе; старение при 750 °С в течение 16 часов, охлаждение на воздухе.
4. Свариваемость – удовлетворительная, вид сварки аргонодуговая.

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата
------	------	----------	-------	------

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

8

5. Обрабатываемость резанием – обрабатывается резанием удовлетворительно.
6. Флокеночувствительность – нечувствительна.

Физические свойства стали сплава 10X11H20T3P (ЭИ696)

Температура испытания, °С	20	100	200	300	400	500	600	700	800	900
Модуль нормальной упругости, Е, ГПа.	160,0	–	–	–	140,0	135,0	132,0	115,0	113,0	90,0
Плотность стали, ρп, кг/см ³	7900	–	–	–	–	–	–	–	–	–
Коэффициент теплопроводности Вт/(м · °С)	15,20	16,30	17,5	18,80	20,50	22,60	23,80	25,10	26,8	28,50
Коэффициент линейного расширения (α, 10 ⁻⁶ 1/°С)	–	15,90	17,4	18,8	19,90	20,30	21,1	21,80	21,60	21,30

1.2 Характерные дефекты

Чаще всего встречаются дефекты слитка: плены и завороты. Для устранения их обдирают полностью или часть слитка глубиной от 5 до 11 мм на станках либо целиком или частично зачищают абразивными кругами. На больших заготовках дефекты удаляют зачисткой огнём.

На поверхности встречаются вдоль и поперёк трещины. Вдоль трещины чаще встречаются на круглых заготовках. Уменьшение температуры металла и скорости разливки позволяют отливать без трещин.

Термические трещины устраняются методом подбора оптимального режима охлаждения и термообработки заготовок.

Поперёк трещины, как правило, появляются из-за нарушений в технологии разливки, что приводит к подвисанию слитка. Во время зачистки огнём таких слитков появлялись дополнительные трещины, которые при обработке давлением приводили к грубым расслоениям в полосах и заготовках круглого сечения.

Для устранения дефекта трещин требуется соблюдать оптимальные условия разливки (температура в ковше 1550...1570 °С, с продолжительностью наполнения тела слитка 60...100 сек, слиток после выдержки в изложнице в течение 3ч охлаждается на воздухе)

Ещё один грубый дефект навар. Проявляющийся при высокой скорости разливки из ковша, в изложницы, отсутствии смазки или при некачественных изложницах. Чаще навары появляются в начале разливки слитка в нижней части изложницы при разливке сверху. Чтобы не допускать данный дефект, требуется чаще убирать из производства изложницы с характерным износом, строго соблюдать скоростной режим разливки и температурный режим разливки сплава, повысить требования к схеме подготовки изложниц.

Выпуск сплава ЭИ696 запрещено производить в новые изложницы, так как в них содержится большое содержание углерода в верхних слоях, чем в применявшихся, а температура плавления внутренних слоев значительно не высока.

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата
------	------	----------	-------	------

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

9

При высоком содержании водорода в сплаве и азота в слитке при остывании образуются пузыри газа. Выявляются при обработке заготовок, когда они расположены близко от верхних слоёв, или при отборке проб на макроструктуру от проката, где они имеют вид ликвации пятнами или расплюснутых трубочек. Пузыри расположены по профилю раската несимметрично. На микрошлифах возле них обычно нет ликвационных загрязнений и неоднородностей.

Окислившись в раскате пузыри газа проявляются на поверхности волосообразных трещин.

Критическое количество газа определяется процентом от массы отливка, превышения температуры металла и содержанием свободного газа в сплаве.

Обычно, дефекты проявляются в верхней части отливка или около одной из сторон. Появление газопузырей здесь облегчено наименьшим металлостатическим парциальным давлением, наличием ликвационного газа и меньшей скоростью застывания у краёв изложницы, находящихся ближе к центральной.

Проявляется дефект чаще в тёплое время года, когда увеличивается концентрация влажности воздуха и давление паров воды в сталеплавильном агрегате, влажность материалов для шлака, легирующих и газа для продувки (O_2). Для снижения содержания газа (H_2) помимо общих технических действий сушки материалов, применяют продувку расплава аргоном в пространстве сталеплавильного агрегата или ковше. В результате обработки аргоном уменьшается количество газа (H_2) в металле на $1...3 \text{ см}^3/100 \text{ г}$ и совсем целостно устраняется отбраковка металла по данному дефекту.

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

10

2 ПРИМЕНЕНИЕ БОРА В ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

2.1 Влияния бора на свойства стали

Современные представления о влиянии бора и совместных с ним добавок на свойства сплавов.

Теоретически и на практике микро добавки бора чаще всего несут следующие направления:

В выплавке углеродистых сплавов - увеличение её прокаливаемости без использования больших добавок легирующих элементов;

В выплавке низколегированных сплавов- уменьшение ее легирования дорогостоящими, редкими легирующими (Ni, Mo) без снижения мехсвойств и служебных характеристик при одновременном улучшении ряда таких технологических характеристик, как обработка резанием, свариваемость; в выплавке спецсплавов увеличение служебных характеристик.

Физико-химические свойства бора и его соединений

Атомная масса:	10,811 а.е.м.;
Атомный радиус:	98 пм;
плотность:	2,31...2,34 г/см ³ ;
температура плавления:	2573 К;
температура кипения:	3931 К;
ад. теплота плавления:	23,60 кДж/моль;
уд. теплота испарения:	504,5 кДж/моль;

Предоставленные данные могут быть не совсем точными.

Взаимодействие бора

По своим свойствам бор является элементом промежуточным между металлами и инеметаллами. Атомный радиус бора для ковалентной связи составляет 0,069 нм, а для металлической 0,091 нм [12].

Как видно из диаграммы состояния, бор образует с железом бориды Fe₂B, FeB. Возможно также бориды Fe₃B [13]. В сплавах, имеющих кроме железа и бора еще и углерод, появляются карбобориды Fe₂(BC). В 1954 году было обнаружено существование борокарбида, отвечающего формуле Fe₂(CB). Особенностью этого соединения это то, что бор в нём замещает углерод, а не железо. Максимальная растворимость бора в карбиде хрома типа Cr₂₃C₆ составляет 30 % (ат.), при этом образуется борокарбид C(CB) с параметром кристаллической решетки a = 1,695 нм (для CrC, a=1,066 нм). В карбиде типа CrC растворяется до 33 атомных процентов бора, а растворимость бора в карбиде CrC не превышает 5 % ат. В карбиде MnC часть атомов марганца и углерода может быть заменена Fe и B, соответственно. Согласно данным одних исследований [5] бор расширяет γ -область [6].

В металлургии имеется существенное мнение, что железо образует твердые растворы внедрения со следующими элементами: бор, углерод, азот, кислород и водород. Сходство, близость атомных свойств бора и углерода наталкивает на мысль о том, что, как и углерод, бор образует в обеих металлургических модификациях железа твёрдые растворы внедрения. Однозначно, если в происхожде-

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

11

нии природы твёрдого раствора бора в γ -Fe в большом количестве диссертаций выдвигается почти одна точка зрения об формировании твёрдого раствора внедрения, то вопрос о типе твёрдого раствора бора в α -Fe до сих пор остается не решенным. Неоднозначность прогноза относительно типа твёрдого раствора бора в некоторых ОЦК сплавах, особенно в α -Fe, наглядно проявляется, если применить рентгена структурного анализа, развивающимся в огромном количестве работ, совмещающим совместное влияние размерного фактора и электроотрицательности. Считают что вероятным считается, что внедрённые атомы в ОЦК металлах размещаются в октаэдрических порах, которые имеют меньшие размеры, чем тетраэдрические и допускают значительные упругие искажения.

В результатах комплексного анализа результатов [7], полученных с применением различных методов исследования, показано, что в твёрдых растворах на базе ОЦК решетки α -Fe бор располагается в позициях замещения атомов железа. В ГЦК решетке γ -Fe бор образует раствор внедрения, что хорошо согласуется с резким возрастанием растворимости бора в твердом растворе в сплавах на основе железа с возрастанием температуры. Авторы работ [8] считают, что одна пятидесятая часть бора в α -железе образует твердый раствор внедрения, остальной бор - твердый раствор замещения. В тоже время, автор [7] отмечает, что растворимость бора в γ -Fe имеет выраженный дефектный характер и уменьшается с увеличением качества сплава.

При количестве бора в пределах его растворимости считается, что он обогащает дефектные места, располагается на дислокациях, границах блоков и зерен [9,10]. А по данным [11], бор наиболее сильно обогащает границы зерен. Из гипотезы, согласно которой бор в структуре расположен в междоузлиях, следует, что при преобразовании он перейдет из междоузлий в узлы. Это связано с увеличением объема и с увеличением напряжений, которые могут быть уравновешены только повышением свободной энергии, т.е. преобразование структуры начнется только при более низких температурах или при более длительных выдержках.

Рентгена структурный анализ типа появляющегося твёрдого раствора основан на обстоятельстве, что при междоузельном изменении любого элемента, вид структуры решётки должен увеличиваться, а при проявлении раствора замещения изменение параметра определяется соотношением размеров атомов растворителя и растворяемого элемента. Относительно бора, имеющего размер атома существенно меньший, чем атом железа, замещение железа должно приводить к уменьшению параметра решётки.

Значит, растворение бора, как в α -, так и в γ -железе должно считаться не высоким. Низкое растворение бора в обоих изменениях железа показана в работе Е.М. Гринберга и его школы. Установлено, что растворимость бора в α -Fe при 500-600 °C равна 0,0001-0,0002 мас. %, а при 910 °C - 0,0025 мас. %. В γ -Fe при 910 °C растворимость бора уже составляет порядка 0,0045 мас. %; и 0,005 мас. % при 1150 °C. По другим данным, сильно различающимися с результатами работы [7], наивысшая растворимость бора в α -железе наблюдается при 850°C и составляет 0,0035 %, а в γ -железе - при 1066 °C и равна 0,016 %. Другими исследованиями выявлены еще более высокие значения пределов растворимости: В α -железе при 906 °C 0,0082 %, а для γ -железа при 1149 °C 0,021 % и до 0,15 % в α -

- 1) увеличивается растворимость бора в зерне аустенита;
- 2) уменьшается протяженность границ зерен аустенита в связи с ростом зерна.

С повышением температуры процесс увеличения растворимости бора сопровождается, в силу поверхностной активности этого элемента, увеличением его концентрации в граничных зонах вплоть до значений, превосходящих максимально возможную растворимость бора в аустените, с выделением при этом избыточной бористой фазы. Эти данные подтверждаются другими работами [13], где установлено, что охрупчивание борсодержащих сталей, наблюдаемое после высокотемпературной аустенитизации связано с ликвацией бора по границам аустенитных зерен. В то же время бор не легирует в твердом растворе при температурах ниже 950 °С, так как в этом случае он входит в состав фазы Me(BC), которая ниже температуры 950 °С находится в равновесном состоянии [13].

Расхождения во мнениях о причинах повышения концентрации бора на границах зерен γ -фазы при повышении температуры аустенитизации объясняются различной чистотой исследуемых сплавов и недостаточной изученностью процессов, происходящих при растворении бористых фаз. Вопрос о распределении бора на границах зерен аустенита также изучен недостаточно. В некоторых работах [12] высказывается мнение, что бор образует на границах слой определенной толщины с постоянной концентрацией по всей поверхности границ. Однако, как выявлено с помощью нейтронной радиографии [8], в стали, содержащей 0,2 % С, бор распределен по границам неравномерно. Исследование методом Ожеспектроскопии показало, что бор сегрегирует в зонах размером от 2нм до 20нм, причем зоны сегрегации бора и углерода совпадают. Таким образом, экспериментально подтверждены данные [14] о том, что бор концентрируется не на всей поверхности границ зерен аустенита, а лишь на отдельных их участках, где условия образования зародышей феррита критических размеров и их последующего роста более благоприятны.

Взаимодействие между бором и азотом в значительной степени определяет свойства борсодержащих сталей. Введение азота снижает прокаливаемость бористых сталей, что связывают [6] с присутствием в них нитридов бора. Следовательно, свободный азот может устранять полезное влияние бора на прокаливаемость стали. Поэтому в промышленных сталях бор предохраняют от воздействия азота путем введения нитридообразующих элементов, таких как титан, алюминий и цирконий и др. Если брать за основу содержание (в ат. %), то титан более эффективен в плане взаимодействия с азотом, чем цирконий [6].

А количество бора, которое способствует увеличению прокаливаемости, т.е. присутствует в стали в составе твердого раствора или борокарбидов, Если в сталях присутствует недостаточное количество алюминия, титана и циркония, бор может образовывать оксиды и нитриды BN. Причем нитриды могут разлагаться с образованием ВО в процессе термической обработки в интервале температур аустенитизации при наличии атмосферы со слабыми окислительными свойствами [14]. В настоящее время установлено, что существует сложная взаимосвязь между свойствами сталей и соотношением содержания в них бора, азота и нитридообразующего элемента. Частицы нитрида бора, имеющие гексагональную решетку и размеры от 2 до 5 мкм, могут растворяться в аустените. Растворимость нитридов

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

14

бора в аустените при температурах 950-1150 °С а по данным [13] Фаунтена и Чипмана.

Изучение соотношения между бором, азотом и алюминием в стали в процессе аустенитизации показало [14], что в структуре стали, содержащей до 0,015 % азота и 0,0093 % бора, при температурах аустенитизации 930 °С и 1030 °С присутствует игольчатый нитрид алюминия и сфероидальный нитрид бора, а также сфероидальный нитрид бора с отростками игольчатого нитрида алюминия. Это наблюдали также и другие исследователи [14], причем нитриды бора и алюминия зафиксированы как по границам, так и в самих зернах. Если считать, что в результате аустенитизации стали, содержащей бор, азот и алюминий, устанавливается равновесное состояние, то азот должен присутствовать в виде нитридов алюминия, бора и растворенного азота. Однако диффузия бора в аустените протекает намного легче, чем алюминия и атомы бора создают сегрегации по границам аустенитных зерен и в дефектах кристаллической решетки.

Поэтому при непродолжительном высокотемпературном нагреве возможно выделение избыточного нитрида бора (по сравнению с равновесной величиной) по реакции $B+N \rightleftharpoons BN$.

Увеличение продолжительности аустенитизации сталей, содержащих до 0,0017 % В и 0,0136 % N, приводит к повышению содержания азота в виде нитрида алюминия. Напротив, содержание азота в виде нитрида бора незначительно понижается. Как установлено [13,14] переход от неравновесно выделившегося нитрида бора к равновесному состоянию в результате реакции (1) увеличивает количество бора, находящегося в аустените, и эффективно повышает прокаливаемость сталей, содержащих связанный бор.



Изучение превращения нитрида бора в нитрид алюминия показало, что образование зародышей алюминия и их рост в форме иголок происходит на границе раздела между нитридом бора и аустенитной основой по направлению от границы BN/γ^B сторону аустенита. Поскольку количество нитрида бора уменьшается, а растворенного бора возрастает, прокаливаемость в определенных условиях повышается.

Таким образом, взаимодействие между бором, азотом и нитридообразующими элементами влияет на количество бора, присутствующего в твердом растворе и в составе бористых фаз, а также на свойства борсодержащих сталей.

Изменение прокаливаемости и величины зерна аустенита стали при введении бора. Бор относится к числу элементов, наиболее сильно влияющих на прокаливаемость стали. В работе установлено, что один атом бора, приходящийся на 25 тыс. атомов железа, почти вдвое увеличивает прокаливаемость стали. В настоящее время установлено, что при рассмотрении прокаливаемости необходимо принимать в расчет то количество бора, которое химически растворимо в кислотах, причем доля такого "кислоторастворимого" бора включает в себя бор, находящийся в твердом растворе, борокарбидах $Me_3(BC)_{23}$ и $Me_6(BC)$ и оксидах бора B_2O_3 . Доля "нерастворимого" бора, в свою очередь, будет состоять в основном из нитридов бора BN . Кроме равновесия, между "растворимым" и "нерастворимым" бором следует учитывать существование оптимального количества бора в

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

15

твердом растворе, которое соответствует максимальному увеличению прокаливаемости относительно прокаливаемости стали такого же состава, но без бора.

При введении бора в количестве более 0,006 % уменьшается его влияние на прокаливаемость. В работе установлено, что максимальное повышение прокаливаемости, которое не зависит от содержания углерода в диапазоне 0,25-0,5 % С, наблюдается в присутствии 0,0003-0,0004 % растворенного бора, при раскислении стали алюминием в количестве 0,125 %.

Аналогичные данные для углеродистых сталей, содержащих 0,48-0,51 %С получены в работе, где установлено, что оптимальное количество растворимого бора, соответствующее наибольшему повышению прокаливаемости (0,00033+0,00005%), равно пределу растворимости бора в стали. По результатам исследований других авторов [6,14] наиболее эффективно влияние бора при введении его в количестве 0,0015-0,003%. Эти данные получены на различных сталях и, по-видимому, для каждого типа стали существует свое оптимальное количество бора, при котором в наибольшей степени повышается прокаливаемость.

Хотя оптимальное содержание бора является общепринятой величиной, некоторые авторы смещают этот оптимум к крайне низким

концентрациям (нескольким десятитысячным процента). Это объясняется применением различных методик химического анализа и требованиями высокой точности при определении столь малых количеств элемента. Другим немаловажным источником ошибок может служить тот факт, что некоторое количество бора, находящегося в виде оксидов (и не влияющего на прокаливаемость), может растворяться в кислоте, используемой для определения содержания "кислоторастворимого" бора. Количество окисленного бора получается различным в зависимости от метода выплавки стали. Следовательно, эффективность бора определяется также способом выплавки стали, порядком введения бора и природой борсодержащих веществ. Так, наибольшее повышение прокаливаемости при введении бора наблюдали в случае предварительного раскисления сталей силико-кальцием и алюминием [6]. Если при выплавке борсодержащая сталь насыщается азотом, то прокаливаемость ее становится ниже, чем у стали без бора.

Присутствие растворимого бора в стали повышает устойчивость аустенита в области как перлитного, так и бейнитного превращения [6,13]. Вместе с тем, начавшись, это превращение в бористой стали протекает более интенсивно, чем в стали без бора, в результате чего общий промежуток времени с момента достижения температуры начала изотермического распада до конца превращения в обеих сталях можно считать одинаковым. Бор наиболее сильно повышает прокаливаемость низкоуглеродистых сталей, а на прокаливаемость эвтектоидных углеродистых сталей он влияния не оказывает. Эта особенность связана с тем, что бор эффективно задерживает зарождение феррита и поэтому его влияние сильнее в тех сталях, в которых $\gamma \rightarrow \alpha$ превращение контролирует прокаливаемость. Присутствие бора в стали не влияет на скорость роста феррита. Но при наличии в стали других легирующих элементов (Mo, Nb) скорость роста феррита в борсодержащей стали значительно уменьшается. С повышением температуры аустенитизации прокаливаемость бористых сталей снижается. Если для сталей без бора увеличение прокаливаемости при увеличении температуры аустенитизации определяется

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

16

только ростом зерна, то для сталей с бором такой зависимости не наблюдается.

В некоторых работах установлено, что после аустенитизации при высоких температурах бор перестает влиять на прокаливаемость, в зависимости от температуры закалки [6]. Однако в других работах показано, что потеря способности улучшать закалочные свойства меньше, если в стали содержатся такие элементы, как цирконий и титан, обеспечивавшие стабильность его влияния повышения бором прокаливаемости стали, дополнительно микролегированной V, Nb, Al, Zr, Ti

В то же время установлено, что увеличение прокаливаемости, вызванное бором, становится меньше при высоких температурах аустенитизации. С повышением температуры аустенитизации влияние бора растет по мере увеличения его количества. Изменение τ (время необходимое для 5 % превращения) в зависимости от содержания бора и температуры аустенитизации. При повышении температуры аустенитизации выше 1200 °С прокаливаемость борсодержащих сталей ухудшается, что объясняется [6] увеличением концентрации бора на границах зерен. Если количество бора превысит критическое содержание, то возрастает скорость образования феррита из-за появления фаз, обогащенных бором. В тех случаях, когда прокаливаемость борсодержащих сталей при высоких температурах аустенитизации снижается, фазы, имеющие в своем составе бор, выделяются или до превращения или во время его начальной стадии. Такой процесс образования выделений истощает границы зерен, уменьшая количество атомов бора на границах, что приводит к потере эффективности воздействия бора. Поэтому оптимальным процентным содержанием бора будет такое, какое может раствориться в аустените и не приведет к образованию с большой скоростью выделений, содержащих бор (до превращения $\gamma \rightarrow \alpha$).

Исследования борсодержащих сталей подтвердили мнение, что бор мигрирует к границам зерен аустенита во время охлаждения и входит в состав выделяющихся по границам зерен карбидов. Однако образование карбидов и, особенно, их распределение зависят от условий термической обработки. Так, при изучении сталей, содержащих 0,19% С и 0,00087 % В, установлено, что после аустенитизации при 1100 °С в температурном интервале 650-900 °С выделяются частицы $Fe_{23}(VC)_6$. Если аустенитизация происходила при 900 °С, то такие выделения не фиксировались. Однако наблюдались крупные, распределенные в случайном порядке частицы, которые являлись либо бороцементитом, либо $Fe_{23}(VC)_6$ в зависимости от вида проведенной термической обработки. Гомогенные мелкие включения замечены в феррите эвтектоидного типа и было сделано предположение, что они являются соединениями FeB, хотя это не подтвердилось методом электронной дифракции. Проведенные исследования показали, что прокаливаемость борсодержащих сталей регулируется (по крайней мере частично) растворением (при аустенитизации) и повторным выделением (при охлаждении) борокарбидов $Fe_{23}(VC)_6$. Эти мелкодисперсные выделения зарождаются по границам зерен аустенита даже при очень быстрой закалке. Борокарбиды имеют кубическую гранцентрированную решетку с параметром $a = 1,06$ нм, ориентационное соответствие решетке аустенита и когерентно связаны с матрицей одного из двух зерен. Следовательно, энергия поверхности раздела локально уменьшена, и можно предположить, что это будет задерживать образование зародышей феррита с одной сторо-

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

17

ны границы зерна [12]. Такое предположение подтверждено экспериментально, на основании изучения изотермического распада аустенита, причем эффект проявляется в местах, где скорость зарождения феррита максимальна. Если же выделения борокарбидов крупные, то когерентная связь с аустенитной матрицей исчезает, а следовательно, исчезает и способность задерживать появление зародышей феррита. Таким образом, объясняется снижение прокаливаемости и пластичности бористых сталей, наблюдаемое в присутствии избытка углерода, при избытке бора, или при некоторых методах термической обработки, приводило к расслоению в местах большого скопления разрывов астенитной матрицы.

Снижение пластичности и ударной вязкости, укрупнение аустенитного зерна и способность его к росту при нагревании, а также возможность образования камчевидного излома представляют технические недостатки бористых марок сталей. Некоторые технологические мероприятия позволяют избежать указанных недостатков.

2.2 Влияние микродобавки бора на коррозионно-электрохимические свойства стали

Цель исследования - определить влияние микродобавок бора, при диффузионном карбидном поверхностном легировании хромом, на коррозионно-электрохимическое поведение защитного слоя, сформированного на углеродистой стали.

Методика проведения исследования. Объектом исследования были образцы стали 45, диаметром 10-20мм и толщиной 5-10мм. Легирование хромом проводили, используя дополнительно микродобавки бора от 0,5 до 2%. Длительность легирования составляла от 30 мин до 8 часов (0,5, 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7 и 8 ч.).

Полученные после защиты образцы использовали для дальнейших исследований, состоявших в снятии анодных потенциодинамических и стационарных поляризационных кривых, от потенциала коррозии до 0,5-0,6 В, в насыщенном растворе NaCl, и в 4 % NaCl. При измерении использовали хлорсеребряный электрод. В работе все потенциалы пересчитывали на стандартную водородную шкалу.

Коррозионные испытания продолжительностью 24, 72, 150-200, 700-1000 часов проводили, измеряя время от установления потенциала коррозии и определяя переход в раствор железа, с помощью атомно-абсорбционного анализа. Анализ вели на спектрофотометре фирмы «Перкин-Элмер» модель 503, пользуясь водными растворами сравнения. Исходные пробы разбавляли в 5 раз, пламя ацетилен-воздух, расчет вели по калибровочным графикам.

Прежде чем перейти к анализу полученных результатов, рассмотрим возможные виды дефектности защитного слоя, их отражение в коррозионных и электрохимических данных, возможность обнаружения. Следует учесть, что при диаметре сквозных дефектов 2-3мкм, железо переходит из основы в раствор в нейтральных, слабокислых и щелочных средах, продукты коррозии за 6-70 часов забивают поры, обеспечивая высокую защитную способность слоя.

Сама карбидо-хромовая фаза имеет стойкость, близкую к стойкости индивидуальных карбидов, т.е. очень высокую.

Контроль потенциала и снятие поляризационных кривых позволяет опреде-

лить в защитном слое пористость и склонность пор к пассивации или растравливанию. Длительные коррозионные испытания в различных средах дают сведения о скорости протекания этих процессов. Для сравнения качества образцов нужно было подобрать испытательный раствор так, чтобы полученные данные были достаточно объективны. Вначале для такой оценки использовали насыщенный раствор хлорида натрия. Однако в ходе испытаний соль кристаллизовалась на поверхности образцов, поэтому в дальнейшем использовали 4 % раствор NaCl.

Для облегчения процедуры сравнения качества были введены балльная оценка и время защитного действия карбидного слоя ($t_{\text{защ}}$), соответствующее времени испытаний до появления пор. Для оценки образцов в баллах измеренные потенциалы коррозии разбивали на три группы:

1-я группа: потенциалы от -0,27 до -0,15В.

2-я группа: потенциалы от -0,15 до 0,1В.

3-я группа: потенциалы положительнее 0,1В.

В таблице 2 представлены результаты оценки качества в зависимости от присутствия в шихте бора при длительности легирования 5 часов. Количество образцов было различным, поэтому, если испытывали только одну серию образцов, то время защитного действия имеет одно значение (время появления пор на образце), а если серий образцов было несколько, то один интервал $t_{\text{защ}}$.

Таблица 2 – Влияние добавок бора в шихту на качество образцов

	Содержание В, масс. %			
	0	0,5	1	1,5
Балл/τ	6-8/600-1000	7/850	6-9/600-1200	6/600

Согласно таблице 2 содержание бора выше 1 % не улучшает качество, поэтому дальнейшие исследования проводили, добавляя в шихту менее 1 % В.

В ходе коррозионных испытаний потенциал колеблется, сдвигаясь от первоначального значения то в положительную, то в отрицательную сторону из-за протекания двух конкурирующих процессов: анодного растворения железа и закупорки пор продуктами коррозии. Резкий сдвиг в отрицательную сторону свидетельствует о появлении активного очага растворения железа. Как правило, на хороших образцах через 30 минут после погружения в 4 % NaCl потенциал сдвигается в отрицательную сторону (первичное растворение), а затем, после 6-72 часов сдвигается в положительную до 0,0-0,2 В (закупорка пор). Через некоторое время снова начинался сдвиг в отрицательную сторону, затем резкий скачок до -0,27-0,35 В и на поверхности появлялось видимое коррозионное поражение. Влияние введения бора в шихту видно из таблицы 2.

Таблица 3 – Влияние бора на потенциал коррозии, $E_{\text{кор}}$

Состав шихты	Потенциал В (начальный /через 1 час)				
	№1	№2	№3	№4	№5
Обычный	-0,07/-0,09	0,04/-0,08	-0,10/-0,12	-0,14/-0,13	-0,14/0,10
1мас % В	-0,20/-0,13	0,08/0,00	-0,12/-0,18	-0,12/-0,09	-0,14/-0,09

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

19

Потенциалы коррозии для серий из 5 образцов измерены сразу после погружения и после 1 часа выдержки в 4 % NaCl. Время легирования 5 часов.

Таблица 4—Влияние бора на плотность анодных токов, А/дм²

Состав шихты	Логарифм плотности анодных токов					Средний балл
	№1	№2	№3	№4	№5	
Обычный	5,5	7,26	4,16	4,05	7,10	7,5
1мас. % В	7,6	7,15	5,51	7,86	7,56	8,5

Потенциалы коррозии (таблица 4) в момент погружения практически одинаковы, или даже отрицательнее при наличии бора, но плотность анодных токов существенно меньше, то есть процесс закупоривания пор идет быстрее.

Анализ влияния бора при разной длительности легирования показывает, что независимо от длительности легирования влияние бора сказывается слабо. В таблице 5 представлены результаты электрохимической оценки качества (среднее из трех (3х) образцов) для двух серий (с бором и без) с различным временем легирования.

Таблица 5—Средний балл и потенциал коррозии образцов в зависимости от состава шихты и длительности легирования

Состав шихты	Характеристики	Длительность легирования, ч.						
		1	2	3	4	5	6	7
Чистое хромирование	Потенциал коррозии $E_{кор.}$	-0,08	-0,06	-0,07	-0,09	-0,14	0,00	-0,05
	Балл	8	9	8,5	8	8	9	8,5
Хромирование с М.Д бора	Потенциал коррозии $E_{кор.}$	-0,06	-0,07	-0,02	-0,08	-0,05	-0,07	0,00
	Балл	9	8,5	9	8	9	8,5	9

Анализ данных по всему массиву образцов показал, что после 1-2 часов легирования характеристики образцов, полученные при испытаниях в 4 % NaCl, соответствуют образцам хорошего качества. Первый максимум стойкости не связан точно с определенной длительностью легирования. В одних сериях он соответствует 1 часу, в других 2, а иногда приходится даже на 4 часа легирования, однако, всегда дальнейшее увеличение времени легирования приводило сначала к некоторому снижению характеристик, а затем снова вырисовывался максимум или плато при 4-8 часах. Для серий, результаты испытаний которых приведены выше, максимумы соответствуют 2 и 6 часам при легировании в шихте для чистого хромирования, и 5 и 7 часам при легировании в шихте с микродобавкой бора.

Проведение коррозионно-электрохимических испытаний в кислой среде показало, что в ней время защитного действия при легировании меньше 3х часов мало (100-150 часов) по сравнению с образцами, легированными в течение 3-8 часов (300-600 часов).

Результаты коррозионных испытаний для серии образцов представлены в таб-

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата
------	------	----------	-------	------

лице 6.

Скорость растворения железа вычисляли из данных атомно-абсорбционного анализа.

Таблица 6–Скорость коррозии образцов K_{cp} (г/м²ч). 4 % NaCl

Длительность легирования, ч.	Продолжительность испытания, ч.			
	24	72	144	672
0,5	-	0,01	Видимое поражение	Видимое поражение
1	-	-	0,008	0,004
2	-	-	0,0002	0,005
3	0,004	0,0004	0,0015	Видимое поражение
4	0,0004	-	0,0006	0,006
5	-	-	0,0004	0,0007
6	-	-	0,0004	0,0007
7	-	0,002	0,001	0,0003
8	-	0,004	0,001	0,001

* Прочерк означает, что количество растворившегося железа меньше определяемого анализом.

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

21

3 ОБЗОР ТЕХНОЛОГИЙ ОБРАБОТКИ ВЫПЛАВЛЯЕМОЙ СТАЛИ

3.1 Технологии выплавки

Технологические свойства стали во многом зависят от технологий её производства: чистоты используемых в вы материалов, методов выплавки, условий разливки 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].

Данную марку стали выплавляют различными методами:

- в электродуговых печах;
- в вакуумных и открытых индукционных печах;

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.

В связи с этим, как правило, особое внимание нужно уделять полноте раскисления плавки, недопущению контакта расплавленного металла с кислородом и азотом в процессе выплавки и разливки.

Это достигается разными способами: обработкой шлаками и особенно выплавки и разливки в вакууме, когда обеспечивается более полное удаление кислорода и азота из металла.

Независимо от вида 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.

3.1.1 Выплавка в электродуговых печах

Дуговая электросталеплавильная печь имеет существенный ряд преимуществ перед остальными сталеплавильными агрегатами [7]. Превращение электроэнергии в тепловую позволяет получать в электропечах очень высокие температуры, при этом можно легко осуществить быстрое повышение и точное управление температурой металла. Количество примесей (фосфора, серы и др.) в стали при выплавке в электропечах может достигать очень низких значений. Потери дорогостоящих легирующих элементов (марганца, хрома и др.) в процессе плавки

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

22

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 плавить сталь с применением 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 количества 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 высушены в специальных сушильных печах.

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 расплава обязательно 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.

3.1.2 Выплавка в открытых индукционных печах

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

Обычно колеблется от десятков килограммов до 30 т металла.

Под действием электромагнитного поля индуктора при плавке происходит интенсивное перемешивание жидкого металла, что способствует ускорению химических реакций, образованию однородного по химическому составу металла, быстрому всплытию неметаллических включений, выравниванию температуры.

Основные недостатки 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 методе выплавляют металл с низким содержанием кислорода, водорода, азота и серы, а также чистый по неметаллическим включениям. Этот металл характеризу-

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

23

динамическая возможность восстановления включений углеродом, тем не менее указанные реакции вследствие различных кинетических трудностей получают ограниченное развитие. Несмотря на то, что для получения низких концентраций кислорода в металле путем вакуумирования требуется достаточно длительная обработка, этот метод широко используют, особенно тогда, когда стремятся выплавить сталь, чистую от продуктов раскисления. Метод рафинировки стали от кислорода и оксидных включений при вакуумировании, путем организации взаимодействия с растворенным в металле углеродом часто называют углеродным раскислением. Достоинство этого метода заключается в возможности получения более чистого от включений металла, поскольку продукты раскисления удаляются в газовую фазу.

Удаление азота

Снижение количества азота при обработке вакуумом происходит в результате:

- всплытия нитридных неметаллических включений (в сталях и сплавах при содержании в них нитридообразующих элементов); - выделения пузырей азота, появляющиеся в ванне (в случае высокого содержания азота в металле, при котором создаются условия, необходимые для преодоления сил поверхностного натяжения и ферростатического давления) на поверхности футеровки или на неметаллических включениях;
- удалении из поглотителей газа с открытой (или открывающейся при перемешивании) поверхности, к которой атомы газа перемещаются вследствие диффузии или конвекции;
- удалении из поглотителей газа с поверхности пузырей CO и удаления из ванны вместе с этими пузырями;
- удалении из поглотителей газа с поверхности пузырей внутрь пузыря в случае продувки металла аргоном.

Равновесие реакции $2[N] = N_{2(g)}$, также подчиняющейся закону квадратного корня $[N] = K_N \sqrt{p_{N_2}}$, при снижении давления сдвигается вправо.

$$\ln K_N = \frac{-180}{T} - 1,246; \text{ при } 1600 \text{ }^\circ\text{C} \text{ величина } K_N = 0,043.$$

Нужно учитывать, что азот в металле менее подвижен, коэффициент диффузии его в жидком железе на порядок меньше, чем водорода, поэтому активность удаления из расплава азота под вакуумом значительно ниже, чем от водорода.

Удалению азота препятствует также и содержание в металле хрома, ниобия, ванадия, титана, имеющих более высокое, чем железо, химическое сродство к азоту. Чтобы достигнуть заметного рафинирования металла от азота требуется более высокий вакуум и более продолжительная выдержка.

В результате, при непродолжительном вакуумировании содержание азота снижается незначительно [11]. Кинетика удаления азота (также и водорода) определяется условием протекания всех стадий процесса. К их числу относятся:

- перенос атомов газа к поверхности раздела металл — газ;
- диффузия через тонкий диффузионный слой, в котором отсутствует гидродинамическое перемешивание (чем интенсивнее перемешивание ванны, тем мень-

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

25

ше толщина диффузионного слоя);

- адсорбция атомов газа в поверхностном, адсорбционном слое;
- реакция молизации и, образование молекул $2 N_{\text{АДС}} = N_2$ (для водорода $2 H_{\text{АДС}} = H_2$);

- десорбция образовавшихся молекул в газовую фазу;
- отвод продуктов (молекул газа) от поверхности.

Таким образом, на результат скорости влияет огромный ряд факторов, часто действующих одновременно. Большое значение интенсивность перемешивания ванны и связанная с этим удельная поверхность $F:V$ (отношение поверхности к объему обрабатываемого металла, чем больше $F:V$, тем интенсивнее дегазация). Можно принять, что процесс дегазации при обработке вакуумом определяется диффузией газов через границу металл — газовая фаза. При этом скорость реакций может быть определена в виде выражений:

$$dc : d\tau = \kappa(F:V)(c_s - c), \quad (4)$$

$$\ln \frac{c_s - c}{c_s - c_0} = -\kappa(F:V)\tau; \quad (5)$$

$$\ln \frac{p_s - p}{p_s - p_0} = -\kappa(F:V)\tau, \quad (6)$$

где c - концентрация газов стали через время τ ;

c_s - равновесная концентрация газов на поверхности жидкой стали;

c_0 - первоначальная концентрация газов в жидкой стали при времени $\tau = 0$;

$dc : d\tau$ - скорость изменения концентрации газов, растворенных в жидкой стали;

F — площадь поверхности для дегазации;

κ - коэффициент массопереноса, зависящий от типа газа и интенсивности перемешивания в жидкой стали;

p - давление газов над жидкой сталью через время τ ;

p_s - давление газов над жидкой сталью после того, как было установлено равновесие;

p_0 - давление над жидкой сталью в начале ($\tau = 0$) реакции;

V - объем жидкой стали.

Из выражений следует, что скорости дегазации способствуют факторы:

- поддающаяся оценке разность концентраций $c_s - c_0$;
- уменьшение давления над поверхностью жидкой стали;
- высокий коэффициент массопереноса, достигается в результате перемещения;
- высокое отношение $F:V$.

Если ковш размещается в вакуумной камере для дегазации в ковше, полезная площадь поверхности для дегазации F равна поверхности жидкой стали. Отношение $F:V$ тогда может быть очень небольшим. Но это соотношение может быть значительно увеличено в результате либо интенсивного перемешивания поверхностного слоя, либо продувки инертным газом, или образования монооксида углерода в расплаве. Вместе с тем, это выражается в изменении картины потока с соответствующим увеличением коэффициента массопереноса κ . Огромное зна-

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

26

чение имеет также присутствие поверхностно-активных примесей, блокирующих поверхность металл — газ и препятствующих прохождению процесса удаления азота. К числу таких примесей относятся, прежде всего, кислород и сера, поэтому, например, раскисление и десульфурация металла заметно облегчают условия удаления азота при вакуумировании.

Процесс рафинирования металла под вакуумом ускоряется одновременно протекающим процессом выделения пузырей монооксида углерода CO, которые интенсивно перемешивают металл и являются маленькими дополнительными “вакуумными камерами” (в пузыре, состоящем только из CO, парциальные давления водорода и азота равны нулю $p_{H_2} = 0$ и $p_{N_2} = 0$).

Удаление водорода

Снижение содержания водорода в сталеплавильной ванне при вакуумной обработке имеет место в результате:

- выделения пузырей водорода, зарождаются в ванне (в случае высокого содержания водорода в металле, при котором создаются условия, необходимые для преодоления сил поверхностного натяжения и ферростатического давления) на поверхности футеровки или на неметаллических включениях;
- десорбции газов с открытой (или открывающейся при перемешивании) поверхности ванны, к которой атомы газа перемещаются диффузионными или конвективными способами;
- десорбции газа с поверхности пузырей CO внутри пузыря и вынос из ванны вместе с пузырями CO (в случае образования CO при вакуумировании);
- десорбции газа с поверхности пузырей аргона в случае продувки металла аргоном;
- всплытие гидридных неметаллических включений (в сплавах при содержании в них гидрообразующих элементов).

Количество водорода в расплаве определяется, при разных равных условиях, давлением водорода в газовой фазе $[H] = K_H \sqrt{p_{H_2}}$. Это соотношение практически не изменяется для рядовых железоуглеродистых расплавов с часто встречающимися при выплавке стали содержанием количества углерода, кремния, марганца, никеля, хрома.

$$\ln K_H = \frac{-1670}{T - 1,68}, \text{ при } 1600 \text{ }^\circ\text{C } K_H = 0,0027$$

При уменьшении давления над расплавом, сдвигается равновесие реакции $2 [H] = H_{2(g)}$ вправо. Водород в жидкой стали обладает огромной подвижностью, коэффициенты диффузии водорода достаточно велики, $D_H = (1 \div 8) \cdot 10^{-3} \text{ см}^2/\text{с}$, и в результате вакуумной обработки значительная часть содержащегося в металле водорода быстро удаляется из него.

Можно считать, что после вакуумирования содержание водорода уменьшается до $1,2 \text{ см}^3/100 \text{ г}$, т.е. концентраций, при которых не имеет место образование флокенов и других нежелательных образований. Практика показала, что при увеличении давления в вакууматоре до 66,6 Па достигается достаточно полное удаление водорода. Для ощутимого снижения содержания водорода не требуется

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

27

глубокий вакуум. Для чистого железа при 1600 °С условия равновесия с металлом, содержащим 2 мл/100 г (0,002 %) водорода, должно соответствовать газовая фаза с парциальным давлением водорода $P_{H_2} = 0,5$ кПа.

Удаление включений

Интенсивное перемешивание металла пузырями выделяющимися при обработке вакуумом газов, в свою очередь, обеспечивает удаление части неметаллических включений в результате флотации включений, «прилипших» к пузырям газа и уносимых вверх, в шлак. Прилипание неметаллических включений к поднимающимся пузырям газа происходит в тех случаях, когда смачиваемость газового пузыря неметаллическим включением лучше (то есть малое значение σ_{H_2-B-G}), чем смачиваемость этими же неметаллическими включениями металла (то есть большее значение σ_{H_2-B-M}). В большинстве случаев имеет место именно такое соотношение $\sigma_{H_2-B-G} < \sigma_{H_2-B-M}$ и газовые пузыри при этом как бы промывают металл, рафинируя его от неметаллических включений.

Обезуглероживание

В процессе вакуумирования обеспечиваются условия для протекания реакции обезуглероживания более благоприятные, чем в сталеплавильных агрегатах, где получение особо низких содержаний углерода связано с необходимостью получения очень окисленных шлаков, повышенным паром железа, увеличением продолжительности планки. При обработке вакуумом нераскисленного металла интенсивность протекания реакции $(C) + [O] = \{CO\}_g$ может настолько резко возрасти, что газовыделение приобретает характер кипения.

Обезуглероживание расплава происходит на свободной поверхности металла в камере, на поверхности капле фонтанирующего металла в камере и на поверхности пузырей газа во всасывающей трубе. При увеличении расхода подаваемого во всасывающую трубу газа интенсивность обезуглероживания заметно возрастает, при этом повышается доля (до 30..40 %) углерода, окислившегося на поверхности капле фонтанирующего металла), и на поверхности пузырей газа.

При рассмотрении условий прохождения реакций следует учитывать, что при установлении численных равновесных соотношений углерода и кислорода для этой реакции обычно принимают $p_{CO} = 1$ (1 ат = 0,1 МПа). Если принять, что $p_{CO} = 1$, $K = 1/[C] \cdot [O]$; $[C] \cdot [O] = 1/K = m$; и величина $m = [C] \cdot [O]$; характеризует равновесные соотношения углерода и кислорода. Чаще используют соотношение, установленное Вачером и Гамильтоном ($m = 0,0025$). На практике анализ проб кипящего металла в конвертерах, мартеновских и электропечах показывает содержание кислорода несколько большее, чем соответствующее соотношению $(C)[O] = 0,0025$, что свидетельствует как о влиянии окислительной фазы, так и о том, что реакция протекает при $p_{CO} > 1$.

Если, $K = p_{CO}/[C] \cdot [O]$ и $(C)[O] = p_{CO}/K$, то снижение p_{CO} при обработке вакуумом должно приводить к уменьшению величины $[C][O]$ и величины

$[O] = p_{CO} : K[C]$, то есть при обработке вакуумом раскислительная способность

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

28

углерода возрастает и окисленность металла снижается (углеродное раскисление).

На практике действительно при обработке жидкой стали вакуумированием в отсасываемых газах находится СО (также и небольшое количество СО₂), а окисленность металла снижается. Однако наблюдаемое при этом снижение количества кислорода не пропорционально снижению давления. Это кажущееся несоответствие можно объяснить следующим образом: при отсутствии шлака в вакуумной камере давление выделения СО $p_{\text{СО}}^{\text{выд}} \geq p_{\text{атм}} + p_{\text{М}} + 2\sigma/r$ [11]. Влияние вакуума на раскислительную способность углерода определяется соотношением между $p_{\text{атм}}$ (степенью рязрежения) и суммой ферростатического давления и сил преодоления поверхностного натяжения $(p_{\text{М}} + 2\sigma/r)$. Если $(p_{\text{М}} + 2\sigma/r) \geq p_{\text{атм}}$, то дальнейшее понижение давления практически не может изменить значения, $p_{\text{СО}}^{\text{выд}}$ поэтому не может влиять на повышение раскислительной способности углерода. Однако на практике при вакуумной обработке стремятся иметь, возможно, более низкое значение давления в вакуумной камере (обычно не более 130.260 Па). Это вызвано необходимостью удаления водорода и азота, растворимость которых в металле определяется давлением соответствующего элемента в газовой фазе.

Поскольку кислород при вакуумировании удаляется в результате взаимодействия с углеродом, концентрация последнего в процессе обработки также снижается. Такое снижение особенно заметно при обработке низкоуглеродистых сталей, что видно из следующего примера. Соотношение концентраций углерода и кислорода после окончания продувки в конвертере можно принять равным $[C][O] = 0,003$. При 0,3 % [C] в стали содержится $0,0030:0,30 = 0,01$ % [O]. Если не учитывать образования СО₂, то при окислении углерода до СО, учитывая стехиометрию реакции, $\Delta[C] = (12/16)\Delta[O] = 0,75[O]$. За счет 0,01 % [O] может окислиться ~ 0,013 % С, то есть немногим более 4 % от начального содержания углерода (0,30 %). Если вакуумом обрабатывается низкоуглеродистая сталь, ситуация иная.

Например, при 0,7 % [C] в стали будет $0,0030:0,07 = 0,043$ % [O]. За счет 0,043 % [O] может окислиться 0,057 % С, то есть > 80 % всего углерода, содержащегося в стали. Таким образом, если необходимо получить при вакуумировании сталь с низкими концентрациями углерода, то следует учитывать, что при $[C] > 0,06 \div 0,07$ % в металл нужно дополнительно вводить кислород. На этом принципе основаны технологии вакуумно-кислородной обработки стали. При вакуумно-кислородной обработке равновесие реакции $[C] + [O] = \text{CO}$ сдвигается вправо в результате как снижения давления, так и повышения окисленности металла. Таким образом, совершенствование методов вакуумирования (имевшей основную цель — дегазацию металла) привело к созданию технологий, позволивших организовать производство особо низкоуглеродистых сплавов для интенсификации процесса использовали прием дополнительной подачи кислорода. В целом, при обработке металла вакуумированием:

- уменьшается количество растворенных в металле водорода и азота;
- снижается количество растворенного в металле кислорода;
- уменьшается количество в металле неметаллических включений;

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

29

- в результате выделения большого количества газовых пузырей металл перемешивается, становится более однородным, выравнивается его состав и температура;

- создается возможность выплавки стали с очень низким содержанием углерода;

- в результате рафинировки металла вакуумирование существенно улучшает литейные и технологические свойства стали.

В современных условиях при производстве качественных сталей обработка вакуумом является обязательным элементом технологического процесса. Рост объемов обработанной вакуумом стали опережает рост ее производства и, по различным прогнозам, на 2021 год до 27 % всей выплавляемой в мире стали будет подвергаться вакуумированию.

Опыт работы нескольких отечественных и зарубежных металлургических предприятий доказал высокую эффективность применения одно- и двух камерных вакууматоров ковшевого типа для внепечной обработки стали.

Способ камерного (ковшевого) вакуумирования имеет широкие технологические возможности, простую конструкцию и требует меньших капитальных затрат, хотя и уступает циркуляционному способу вакуумирования в производительности. Кроме того, объем работ по обслуживанию камерно вакууматора минимален, а процесс обработки надежно контролируем и управляем. Основное оборудование камерного вакууматора не контактирует с жидкой сталью, поэтому футеровка не требует предварительного подогрева, а на показатели процесса не влияют периодичность и темп работы. В зависимости от решаемых задач технологические варианты ковшевой обработки вакуумом позволяют эффективно рафинировать стальной расплав на любой стадии внепечной обработки.

На выбор между ковшевым и циркуляционным способами обработки вакуумом зачастую оказывают существенное влияние такие факторы, как возможность интеграции агрегата в существующую технологию.

Для отражения специфических представлений о протекании во времени процессов дегазации и углеродного раскисления стали при обработке вакуумом обычно используют уравнение:

$$\frac{dc_{\phi}}{dt} = -k \cdot \frac{S}{V} \cdot (c_{\phi} - c_p) \quad (7)$$

где c_{ϕ} и c_p - соответственно фактическая (средняя по объему стального расплава) и равновесная с газовой фазой (на поверхности расплава или на границе контакта металла с газом) концентрации элемента, удаляемого из стального расплава в газовую фазу при обработке вакуумом;

k — константа скорости реакции (коэффициент скорости массопереноса растворенного вещества);

S - площадь поверхности контакта (раздела) металл—газ;

V - объем расплава.

Уравнение (7) является идеальной формой записи с неизвестными для конкретных производственных условий параметрами, что не позволяет прогнозировать результаты за определенное время вакуумирования.

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

30

Формально снижение концентрации любого элемента, удаляющегося из стального расплава в газовую фазу при вакуумировании в ковше, можно описать уравнением:

$$\frac{d[C_i]_{\Phi}}{dt} = ([C_i]_{\Phi} - [C_i]_{P}) \cdot \frac{Q_{\text{ж}}}{G}, \quad (8)$$

где $[C_i]_{\Phi}$ - фактическое содержание элемента в расплаве («средняя по ковшу»); $[C_i]_{P}$ - равновесная с газовой фазой концентрация элемента в зоне интенсивного протекания реакции его удаления;

$Q_{\text{ж}}$ - массовый расход жидкого расплава в зоне интенсивного удаления элемента;

G - масса стального расплава в ковше.

При допущении, что $Q_{\text{ж}} = \text{const}$, решение уравнения (9) может быть получено в виде:

$$[C]_{\Phi}(t) = e^{-qt} \left([C]_0 + q_{\text{ж}} \int_0^t [C]_{P} e^{qt} dt \right), \quad (9)$$

где $[C]_0$ — начальное содержание элемента, растворенного в стальном расплаве перед обработкой вакуумом;

$q_{\text{ж}} = Q_{\text{ж}}:G$ — удельный расход жидкого расплава в зоне интенсивного удаления элемента.

Таким образом, может быть использовано для расчета фактического содержания элемента в металле в любой момент времени процесса обработки вакуумом. Достоинством является наличие всего лишь одного «настроечного» параметра — удельного расхода жидкого расплава ($q_{\text{ж}}$) в зоне интенсивного протекания реакции удаления элемента. Физический смысл этой величины — доля металла, ежесекундно поставляемая в «реакционную» зону.

Моделью можно управлять непосредственно по производственным данным конкретного ковшевого вакууматора, имея следующую технологическую информацию: начальные и конечные содержания растворенных в стальном расплаве и удаляемых в газовую фазу элементов, продолжительность обработки вакуумом, имея следующую технологическую информацию: начальные и конечные содержания растворенных в стальном расплаве и удаляемых в газовую фазу элементов, продолжительности обработки вакуумом, ход кривой остаточного давления в вакууматоре, расход аргона в процессе обработки вакуумом.

Реакционной зоной процесса ковшевой обработки вакуумом является область наиболее активного перемешивания металла в верхней части ковша, возникающие в процессе резкого роста пузырей в этой области.

Ниже рассмотрен процесс ковшевого вакуумирования с донной продувкой аргоном. На рисунке 3 представлены результаты расчета роста пузырей при подъеме от дна сталеразливочного ковша в вакууме и при атмосферном давлении. Начальный («отрывной») радиус пузыря рассчитывали исходя из баланса сил поверхностного натяжения. Пунктирная линия изображает изотермический рост пузыря аргона при всплывании со дна ковша. Сплошной линией показан рост пузыря аргона при наличии потока на него растворенного в металле водорода.

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

Из сравнения представленных на рисунке 1 и 2 графиков видно, что при всплытии пузыря в вакуумной среде в верхних горизонтах ковша происходит его «взрывной» рост.

В то же время при всплытии, пузыря в условиях атмосферного давления над расплавом его рост происходит достаточно равномерно, но несущественно по причине наличия атмосферного давления на поверхность металла в ковше.

Рисунок 1 – Изменение размера пузыря аргона при всплытии со дна сталеразливочного ковша при «абсолютном» вакууме (1) и при атмосферном давлении (2) над расплавом

Рисунок 2 – Изменение размера пузыря аргона при всплытии со дна сталеразливочного ковша при атмосферном давлении над расплавом

По этому, эффект «химического» вакуума в глубине расплава для ковшей большой вместимости не реализуется даже в случае достижения абсолютного вакуума в камере. Диффузия элементов в пузыри аргона в нижних горизонтах ковша незначительна, так как при высоких давлениях выделение элементов в пузыри аргона затруднено. При продувке аргоном в ковше при атмосферном давлении удаление газов из стали, как и углеродное раскисление, практически не происходит.

Рисунок 3 – Изменение содержания растворенного в стали водорода по ходу процесса вакуумирования в ковше

На рисунке 3 представлен пример удаления водорода при ковшевой обработке вакуумом. Расчет проведен для содержания водорода в металле перед обработкой вакуумом 5,0...6,0 ppm. Сплошной линией показана кинетика удаления водорода при его средней, а две другие – при предельных начальных концентрациях из выбранного интервала. Отдельными точками показаны фактические значения концентрации водорода до и после обработки вакуумом, измеренные в жидкой стали при помощи зондов Hydris.

3.3 Требования к металлу открытой выплавки

Электрошлаковому переплаву, как правило, подвергается металл конечного химического состава. Требуется чтобы, слиток имел тот же химический состав, что и электрод, исключая вредные примеси: серу, фосфор, кислород, азот, водо-

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

32

род и др. В процессе переплава 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 переплавов, в случае электрошлакового переплава 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 значительно гибкость процесса позволяет избежать этих трудностей и достичь наилучшего уровня удаления примесей из переплава [5].

Опыт получения стали методом электрошлакового переплава 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. 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.

Количество серы значительно уменьшается шлаковом переплаве, а уровень ее допустимого значения по техническим условиям обычно достаточно высок (0,01...0,015 %). Однако в ряде случаев ограничивают содержание серы в исходной стали, чтобы после переплава ее содержание обеспечивало выполнение других требований технических условий (размеры сульфидных включений, пластические свойства поперек волокна и др.). Чем ниже содержание серы в исходной стали, следовательно и 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 об-

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

33

работки 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 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.

3.4 Технология проведения электрошлакового переплава

3.4.1 Требования к исходным материалам и оборудованию

Требования к исходному металлу для переплава

Выплавка исходного металла для ЭШП производится по действующим на заводе технологическим инструкциям.

Выплавка стали производится в ДСП на шихте близких по хим. составу марок стали. стружка(но не более 40 % от массы шихты в завалку), паспортная шихтовая болванка(не более 60 % от массы шихты в завалке)

с полным окислением или переплавом легирующих отходов с применением аргона.

Выплавка исходного сплава должна производиться по суженным химическим внутривзаводским пределам сплава.

Запрещается назначать на ЭШП металл с предельным содержанием элементов химического состава, кроме случаев, предусмотренных таблицей суженных пределов. Назначение плавок для изготовления расходных электродов производится ОТК, производственным отделом и подтверждается начальником химической лаборатории ЦЗЛ при выпуске аналитической карточки.

Плавки, имеющие отклонения от установленной технологии, могут быть назначены на ЭШП с разрешения главного сталеплавильщика завода.

Требования к переплавляемому металлу для шлакового переплава

Для изготовления электродов для ЭШП могут применяться заготовки катаные, кованные, отлитые в специальные изложницы и на машине полунепрерывного литья заготовок (МПНЛЗ)

Профилеразмер, и параметры электродов должны соответствовать установленным требованиям на заводе.

Заготовки, изготовленные на МПНЛЗ, должны быть зачищены со стороны «ласточкиного хвоста», расстояние не менее 200 мм от конца.

На электродах с МПНЛЗ должен быть удален «ласточкин хвост» на расстоянии не менее 50 мм от конца

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

34

Термообработка заготовок для расходуемых электродов производится по действующим технологическим инструкциям для передельной заготовки.

Кривизна расходуемого электрода не должна превышать 5 миллиметров на метр длины и 25 миллиметров на всю длину электрода.

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 200 мм.

При выявлении на торцах электродов дефектов типа «свищи» и 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 и прокаливаться при температуре 350...400°C с выдержкой при этой температуре не менее 3 часов.

На электродах квадратного сечения, изготовленных методомковки, ребра должны быть притуплены.

Поверхность электродов должна быть зачищенной или протравленной. После удаления дефектов зачисткой, глубина выточек на электродах не должна превышать 20% размера стороны квадрата.

Характеристики электродов (марка стали, номер плавки, масса, диаметр, количество), заносятся в специальный журнал приемки металла и подтверждаются подписями фабрикатора или бригадира шихтового пролета.

Требования к флюсу, подготовка флюса

Химический состав флюсов должен соответствовать техническим условиям.

Для выплавки марки стали ЭИ696 используется флюс АНФ-1П.

Подготовка жидкого флюса выполняется в специальной электропечи, с последующей заливкой в ЭШП

После доведения до нужной температуры флюс сливают и доставляют в электрошлаковую печь.

Заливка флюса происходит через низ исключая разбрызгивание.

Запрещается использовать флюс, загрязненный различными видами примесями: кирпич, медь и т. д..

При переплаве титансодержащих марок стали, возможно применение до 25% использованного в предыдущем переплаве флюса.

Вторичным считается использованный полученный после ЭШП

Вторичный, получившийся после переплава титансодержащих марок стали, применяется только для переплава титансодержащих марок стали.

Требования к установкам ЭШП, КИПиА

Для регулирования и контроля основных параметров плавки установки ЭШП должны быть оборудованы следующей аппаратурой:

- самопишущим и показывающим амперметрами;
- показывающим вольтметром;
- показывающим киловольтметром;

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

35

- приборами для измерения температуры и давления, воды;
- автоматическим регулятором силы тока в процессе ведения плавки;
- часами.

Давление воды, поступающей для охлаждения основных элементов установки, должно попадать в пределы 1,5-4,0 кгс/см, а температура воды не должна превышать: на входе 30°C, на выходе 60°C.

Для повышения условий извлечения готовой продукции из агрегата, он должен иметь сужение к основанию не более 0,03.

Изнутри кристаллизатора не разрешается наличие раковин глубиной не больше 5 мм и радиусом больше 5 мм.

Подготовка установки заключается в очистке от остатков предыдущей плавки: шлак и корольки.

На дне не допускаются выбоины.

Агрегат перед плавкой должен быть абсолютно сухим.

3.4.2 Подготовка расходуемых переплавляемых материалов для переплава

Перед приваркой инвентарной головки подручный обязан проверить клеймо заготовки для расходуемого электрода.

Инвентарные головки изготавливаются из штанг диаметром 150-200 миллиметров из низкоуглеродистой стали типа марки 20, маркируются порядковым номером.

Обусловленная длина 150-200мм.

При повторном применении для приварки к заготовке расходуемого электрода огарок со сварным швом от предыдущей плавки удаляется и маркируется маркой стали, инвентарная головка очищается от окалины металлической щеткой или наждачной бумагой.

Крепление к заготовке расходуемого металла делают на установке А-550 или другими видами крепления, позволяющими надежность фиксации.

Крепление электрододержателя к расходуемому металлу изготавливается со стороны противоположной маркировки.

Перед приваркой зазор между заготовкой расходуемого металла и инвентарной головкой должен быть более 5 мм.

В печном пролете сталевар осматривает качество сварки подготовленных электродов, проверяют маркировку на электродах и инвентарной головке и расписывается о приемке в книге учета расходуемых электродов.

Номер плавки и марки стали расходуемых электродов перед установкой для ЭШП проверяются контроллером ОТК. Результаты контроля заносятся в книгу учета расходуемых электродов.

3.4.3 Приготовление к переплаву

Перед началом переплава происходит осмотр всего агрегата на наличие загрязнений от предыдущей плавки

Искажение кристаллизатора должно исключать зависание в агрегате заготовки. На дне не допускаются выбоины.

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

36

Искривление дна не допускается более 4 мм.. Рекомендуемая температура охлаждающей воды на входе 15-25°, на выходе не более 60°.

На поддон устанавливается кристаллизатор, металл устанавливается в зажим электрододержателя и центруется по отношению к центру. Потом проверяют ход по электроду, чтоб не происходило застреваний.

Для лучшего электроконтакта между поддоном: и кристаллизатором должна быть проложена, тонкая фольга менее 5 мм или кристаллизатор с дном должен быть соединён специальными соединителями.

Перед включением агрегата старший ответственный совместно с дежурным пусковым персоналом обязан осмотреть систему охлаждения, мехоборудование и электрооборудование.

Пуск установки в случае возникновения неисправности в работе агрегата запрещается.

Готовность агрегата для проведения плавки осуществляется ответственным персоналом за пуск плавки.

3.4.4 Порядок запуска переplava в рабочий режим

Запуск агрегата осуществляется сталеваром по допуску готовности агрегата к работе дежурным персоналом. Включение воды согласно переplаву допускается не ранее пяти минут до включения установки.

Металл после установки и центровки помещается до определенного уровня шлака, затем заливается флюс, и агрегат полностью выходит на рабочий режим.

Когда высота флюса заливаемого в агрегате, достигается заданному, в цепи расходуемого электрода проходит ток. Рабочим признаком является характерный шум внутри кристаллизатора.

Оптимальная форма оплавающейся части электрода представляет собой правильный конус. Высота конуса контролируется при ЭШП первого слитка плавки и должна быть 60-80 миллиметров. При наплавлении остальных слитков плавки конус сплавляется путем оставления «огарка» электрода в шлаковой ванне.

3.4.5 Первый этап переplava

Начало процесса (до 5 минут) проводится на ручном управлении, с напряжения ~100 В и силы тока 59 кА после чего включается автоматический режим управления агрегатом.

Возникновение отключений агрегата по аварийным причинам переplав допускается продолжить, но металл обязательно должен быть назначен только для повторного передела

В первый период переplava допускаются кратковременные (до 15 сек.) колебания силы тока более 6кА.

3.4.6 Проведение основного процесса

При переplаве электродов, переданных на ЭШП в горячем состоянии (не позднее 8 часов от конца разливки на МПНЛЗ), напряжение в процессе переplava снижается на 3-5 В от заданного.

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

37

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 5 минут.

Выход на основной электрический режим переплава осуществляется постепенным увеличением силы тока в течение последних 10...25 минут начального периода плавления.

Продолжительность этого периода составляет 25...45 минут, Напряжение регулируется автоматически ~85 В, сила тока 67 кА.

При необходимости доводки химического состава титансодержащих марок стали при переплаве производится раскисление шлака раскислительной смесью, состоящей из порошков алюминия и флюса в соотношении 1:1.

3.4.7 Выведение усадочной раковины

Для уменьшения глубины залегания усадочной раковины (выведение усадочной раковины), в верхней части электрошлакового слитка в процессе переплава за 20...30 минут до конца плавки квадратного слитка сила тока постепенно уменьшается до 63..65 кА с одновременно уменьшается и напряжения до 45..40 В. Механизм опускания расходного металла отключается.

Погруженная в жидкий шлак часть электрода оплавляется и сила тока постепенно снижается до нуля. Электрододержатель поднимается до вывода огарка электрода из кристаллизатора.

Для более полного выведения усадочной раковины в конце переплава (проводится, выведение усадочной раковины с «подпиткой» слитка (заполнение полости усадочной раковины металлом плавящегося электрода). После снижения силы тока до 62...63 кА, расходный электрод на ручном режиме принудительно погружают в жидкий шлак до тех пор, пока сила тока с 63...65 кА возрастет до 76-78 кА. Механизм перемещения расходного электрода отключается. Погруженная в жидкий шлак часть электрода оплавляется и сила тока постепенно снижается до нуля. Электрододержатель поднимается до вывода огарка электрода из агрегата.

Об окончании плавления определяют по достижению нижнего уровня сливных трубок агрегата или сплавлению годной части металла до огарка.

В завершении переплава все механизмы агрегата, за исключением подачи охлаждения, выключаются.

После вывода держателя с огарком электрода из агрегата и его охлаждения измеряется длина огарка (расстояние между торцами оставшейся части электрода). Длина огарка электрода должна быть не менее 50 мм.

3.4.8 Охлаждение слитков ЭШП

По окончании переплава выплавленный слиток статически должен быть выдержан в кристаллизаторе в течение 70...90 мин.

Для титансодержащих марок продолжительность выдержки слитка в кристаллизаторе увеличивается на 10 мин.

После выдержки слитка в кристаллизаторе в течение установленного выдержки выключают подачу охлаждения. После как в рабочем пространстве агрегата не

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

38

осталось жидкого металла, способного разлиться, ведут работы по извлечению готового продукции из агрегата.

Слиток освобождается от кристаллизатора, после чего производится:

-измерение толщины шлаковой «лепёшки», которая должна быть в пределах 130...160 мм;

-измерение геометрических параметров слитка;

-осмотр качества поверхности слитка;

-маркировка металлическими клеймами верхнего торца слитка номером плавки и номером слитка;

Раздевание слитка производят непосредственно путем подъема кристаллизатора при помощи нижней тележки, перемещающейся самостоятельно или путем зацепления с верхней тележкой. Тщательно осматривают поверхность слитка.

Поверхность слитков, задаваемых в дальнейший передел, должна быть чистой, без каких-либо дефектов.

Слитки клеймят маркой, номером плавки и слитка, затем взвешивают. Охлаждение и термообработку слитков ЭШП должна производиться в термозачистном отделении в соответствии с техническими инструкциями.

Слитки, выплавленные из электродов, изготовленных из металла одной исходной плавки, на установках одного типа, в кристаллизаторах одного профилеразмера, на флюсе одной партии, на одинаковом электрорежиме, установленным для данной марки стали, маркируются одним номером плавки.

3.4.9 Требования к качеству слитков после ЭШП

Поверхность годной части слитка (большая часть слитка, расположенная между его верхней, и нижней частями, которые при дальнейшем переделе не удаляются как технологическая обрезь) должна быть чистой без каких-либо видимых поверхностных дефектов. Примечание - верхней частью слитка ЭШП считается та его часть, где расположена усадочная раковина, нижней где располагалась затравочная шайба.

При наличии на годной части слитка поверхностных дефектов или отклонении от требований решение о пригодности или непригодности данного слитка после его осмотра принимают старший мастер установок ЭШП и начальник участка ОТК цеха.

Слитки имеющие в деловой части дефекты в виде «электропробоев» или 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.

В верхней и нижней частях слитка, удаляемых в дальнейшем как технологическая обрезь, допускается наличие поверхностных дефектов в виде пережимов, шлаковых включений, нерасплавленного флюса, свищей, наплывов и т.п.

На торце верхней части каждого слитка должен быть оттиск клейма: номера плавки и слитка.

Слитки перед отгрузкой из ЭСПЦ должны тщательно осматриваться мастером ТЗО и контроллером ОТК.

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

39

3.4.10 Техника безопасности

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 ЭСПЦ-3.

3.5 Требования к исходному металлу для ЭШП

Сплавы, назначенные на переплав, должны соответствовать следующим требованиям:

Назначение слитков на переплав производится плановораспределительным отделом завода.

Металл выплавлен в сталеплавильных агрегатах в соответствии с действующей нормативно-технической и технологической документацией, в том числе по химическому составу.

Плавки, имеющие предельное содержание элементов или отклонение по химическому составу, а также отклонения от установленной технологии, могут быть назначены для ЭШП с письменного разрешения главного инженера, заводской или цеховой комиссии по качеству.

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

Требования к расходуемым электродам

Для изготовления электродов для ЭШП применяются заготовки, отлитые на ДСП, ВДП.

Профилеразмер, 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 1 м 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 расходующих 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,

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

40

270 мм - для электрода диаметром 300 мм,

150 мм - для электрода квадратного сечения со стороной квадрата от 160 до 240 мм,

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 сталевар переносит: номер плавки и марку стали на боковую поверхность электрода краской в присутствии контролера ОТК.

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

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

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.

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

41

4 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

4.1 Технико-экономическое обоснование выбора установки ЭШП

Однофазные (одноэлектродные) печи, являющиеся в данное время основным типом металлургических печей имеют некомпенсированный токопровод с большой контурной длиной, включающего в себя электрод из магнитной (в большинстве случаев) стали и, как следствие, высокую реактивность и относительно пониженные технико-экономические показатели.

Трехфазные электрошлаковые печи обладают меньшей реактивностью, чем однофазные, однако не позволяют получать слитки квадратного и прямоугольного сечения из-за неравномерности температурного поля в шлаковой ванне и ухудшения условий кристаллизации слитка. Кроме того, при ЭШП в одном кристаллизаторе трех электродов вместо одного резко уменьшается отношение площадей поперечных сечений электродов и слитка (кристаллизатора) и значительно увеличиваются длина электродов и высота печи. При этом существенно возрастает реактивность печи, т. е. снижается эффект применения трех-фазной схемы. Расположение трех электродов в ряд для получения квадратного или прямоугольного слитка приводит к нарушению компенсации токоподвода, перекосу фазных напряжений и неравномерному плавлению электродов аналогично тому, как это имеет место при работе трех однофазных печей, питаемых от одного трехфазного трансформатора.

С увеличением массы и сечения слитка требуется увеличивать сечение электрода. При этом для ведения ЭШП требуется все больший ток. Реактивность однофазных печей существующих конструкций с увеличением массы слитка значительно возрастает. Кроме того, в существующих однофазных печах длина и форма контура в процессе плавки значительно изменяются из-за постепенного укорочения расходуемого электрода, что приводит к изменению напряжения на шлаковой ванне и изменению условий плавления электрода и кристаллизации слитка, что в свою очередь может отрицательно сказаться на стабильности качества металла.

4.2 Технико-экономическое обоснование выбора рабочего флюса

Для выплавки стали 10X11H20T3P в данном квалификационном проекте выбран флюс АНФ-1П, имеющий следующий химический состав по таблице 7:

Таблица 7– Химический состав флюса

Соединения	CaF ₂	Al ₂ O ₃	CaO	SiO ₂	C	FeO	S	P	TiO ₂
%	92,78	1,5	3,0	2,0	0,1	0,5	0,05	0,02	0,05

Флюс АНФ-1П, представляющий сплавленный и отрафинированный в специальной печи с плавиковым шпатом, в жидком состоянии имеет высокую электропроводность. При ЭШП на этом флюсе производительность весьма низка, а расход электроэнергии велик [1].

Однако высокое содержание CaF₂, придаёт ему следующие положительные

свойства:

- высокая рафинирующая способность данного флюса позволяет эффективно удалять газы, различные неметаллические включения, серу и другие вредные примеси за счёт высокой поверхностной активности CaF_2 ;

- защита легирующих примесей металлической ванны от окисления. Из всех флюсов для ЭШП АНФ-1П обладает минимальной окислительной способностью и поэтому применяется при переплаве нержавеющей и жаропрочных сталей и сплавов, легированных титаном, алюминием, бором;

- флюс АНФ-1П обеспечивает равномерное распределение элементов по всему объёму слитка, так как не содержит легковосстановимых оксидов [2].

4.3 Расчет параметров электрошлакового переплава.

Расчёт внутреннего пространства

Коэффициент формы слитка $k_{\text{сл}}$ ($k_{\text{сл}} = 4 \dots 5$) [9]:

$$k_{\text{сл}} = \frac{l_{\text{сл}}}{l_{\text{о.сл}}}, \quad (10)$$

где $l_{\text{сл}}$ - длина слитка, м;

$l_{\text{о.сл}}$ - определяющий размер сечения слитка, м.

Масса слитка m_0 , кг :

$$m_0 = d_{\text{т}} \cdot V = d_{\text{т}} \cdot S_{\text{осн}} \cdot l_{\text{сл}} = d_{\text{т}} \cdot a_{\text{о.сл}}^2 \cdot k_{\text{сл}} \cdot a_{\text{о.сл}}, \quad (11)$$

где $\rho_{\text{т}}$ - плотность стали ($d_{\text{т}} = 7,9 \text{ т/м}^3$);

$S_{\text{осн}}$ - площадь основания слитка ($S_{\text{осн}} = l_{\text{о.сл}}^2$), м^2 .

Тогда:

$$m_0 = d_{\text{т}} \cdot k_{\text{сл}} \cdot a_{\text{о.сл}}^3, \quad (12)$$

Выразим $l_{\text{о.сл}}$:

$$a_{\text{о.сл}} = \sqrt[3]{\frac{m_0}{d_{\text{т}} \cdot k_{\text{сл}}}}, \quad (13)$$

где m_0 – масса слитка, т;

$$d_{\text{т}} = 7,9 \frac{\text{т}}{\text{м}^3};$$

$$a_{\text{о.сл}} = \sqrt[3]{\frac{2,5}{7,9 \cdot 4,5}} = 0,398 \text{ м}$$

Расчёт геометрических размеров кристаллизатора

$$a_{\text{о.кр}} = k_{\text{л}} \cdot a_{\text{о.сл}} + 2 \cdot \Delta_{\text{г}}, \quad (14)$$

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

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

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

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

$$a_{\text{о.кр}} = 1,020 \cdot 0,398 + 2 \cdot 0,002 = 0,409 \text{ м}$$

Принимаем кристаллизатор со стороной квадрата 0,415 м. В таком кристаллизаторе слиток будет иметь размеры:

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата
------	------	----------	-------	------

$$a'_{o.cл} = \frac{a_{o.кр} - 2 \cdot \Delta_{\Gamma}}{k_{л}}, \quad (15)$$

$$a'_{o.cл} = \frac{0,415 - 2 \cdot 0,002}{1,02} = 0,402 \text{ м};$$

$$l'_{cл} = \frac{m_0}{d_{\Gamma} \cdot (a'_{o.cл})^2}, \quad (16)$$

$$l'_{cл} = \frac{2,5}{7,9 \cdot 0,402^2} = 1,958 \text{ м};$$

$$k'_{cл} = \frac{l'_{cл}}{a'_{o.cл}}, \quad (17)$$

$$k'_{cл} = \frac{1,958}{0,397} = 4,87.$$

Размеры сторон верхнего и нижнего сечений слитка рассчитываем по формулам:

$$l_{o.cл}' = a_{cл} = (a_{cл.н} + a_{cл.в}) / 2, \quad (18)$$

$$a_{cл.н} - a_{cл.в} = 0,04 \cdot l_{cл}',$$

где $a_{cл.н}$ - длина стороны нижнего сечения слитка;

$a_{cл.в}$ - длина стороны верхнего сечения слитка.

$$a_{cл.н} = 0,04 \cdot l_{cл}' + a_{cл.в}$$

$$a_{cл.в} = a_{cл}' - 0,02 \cdot l_{cл}'$$

$$a_{cл.в} = 0,402 - 0,02 \cdot 1,958 = 0,363 \text{ м}$$

$$a_{cл.н} = 0,04 \cdot 1,958 + 0,363 = 0,441 \text{ м}$$

Расчёт сторон верхнего и нижнего сечений кристаллизатора

$$a_{o.кр.н} = a_{o.cл.н} + 2 \cdot \Delta_{\Gamma}, \quad (19)$$

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

$$a_{o.кр.н} = 0,441 + 2 \cdot 0,002 = 0,445 \text{ м}.$$

$$a_{o.кр.в} = a_{o.кр.н} - 0,04 \cdot l_{кр}, \quad (20)$$

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

$l_{кр}$ - длина кристаллизатора, м.

$$a_{o.кр.в} = 0,445 - 0,04 \cdot l_{кр}$$

Определение числа и геометрических параметров расходуемых электродов

Выбираю монофилярную печь .

Длина оплаваемой части электрода:

$$l_{эд.опл} = \frac{l'_{cл}}{k_{з.cл}^2}, \quad (21)$$

где $k_{з.cл}$ - коэффициент заполнения слитка.

Коэффициент заполнения слитка:

$$k_{з.cл} = \sqrt{\frac{n \cdot s_{эд1}}{s_{cл}}}, \quad (22)$$

где n - количество электродов, $n=1$;

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

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

$$s_{сл} = (a'_{о.сл})^2, \quad (23)$$

$$s_{сл} = (0,402)^2 = 0,161 m^2,$$

$$k_{з.кр} = \frac{a_{эд}}{a_{кр}} = 0,5 \dots 0,75,$$

$$a_{эд} = a_{кр} \cdot 0,7 = 0,415 \cdot 0,7 = 0,29 \text{ м},$$

$$s_{эд} = 0,29^2 = 0,084 m^2.$$

Исходя из этого определяю:

$$k_{з.сл} = \sqrt{\frac{0,084}{0,161}} = 0,722$$

Зазор между стенкой кристаллизатора электродом составляет:

$$\Delta = 0,15 \cdot 0,29 = 0,0435 \text{ м}.$$

Определяю длину оплавленной части электрода:

$$l_{эд.опл} = \frac{1,958}{0,722^2} = 3,757 \text{ м}.$$

Принимаем длину оплавленной части электрода $l_{эд.опл} = 3,8 \text{ м}$.

Полная длина электрода:

$$l_{эд} = l_{эд.опл} + l_о, \quad (23)$$

где $l_о$ - длина огарка (1,5 м).

$$l_{эд} = 3,8 + 1,5 = 5,3 \text{ м}.$$

Масса электрода:

$$m_{эд} = d \cdot V_{эд}, \quad (17)$$

где $V_{эд}$ - объём электрода, m^3 .

$$m_{эд} = 7,9 \cdot 3,8 \cdot 0,084 = 2,522 \text{ т}.$$

Кратность шлака ($k_{шл}$) при ЭШП соответствует 2...5 % от массы слитка, т.е. масса шлака $m_{шл}$ составляет:

$$m_{шл} = k_{шл} \cdot m_о = (0,02 \dots 0,05) \cdot m_о, \quad (24)$$

$$m_{шл} = 0,02 \cdot 2,5 = 0,05 \text{ т}.$$

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

$$V_{шл} = \frac{m_{шл}}{d_{шл.ж}}, \quad (25)$$

где $d_{шл.ж} \approx 2,2 \dots 2,8 \text{ т}/m^3$ - плотность жидкого шлака разного химического состава (для АНФ-1П $d_{шл.ж} = 2,53 \text{ т}/m^3$)

$$V_{шл} = \frac{0,05}{2,53} = 0,019 m^3$$

С погруженными электродами

$$V_{шл.эд} = V_{шл} + n_{эд} \cdot s_{эд} = n_{шл} \cdot s_{кр}, \quad (26)$$

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

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

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата
------	------	----------	-------	------

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

45

$h_{\text{шл}}$ - 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:

$$0,5 < \frac{h_{\text{шл}}}{a_{\text{о.эд}}} < 1 \quad (27)$$

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

$$\frac{h}{a_{\text{о.эд}}} \geq 0,5 \quad (28)$$

$$h \geq 0,5 \cdot a_{\text{о.эд}} \geq 0,5 \cdot 0,29 \geq 0,145$$

Верхний предел неравенства (27) определяется максимально допустимым заглублением $h_{\text{эд}}$ электродов в шлаковую ванну:

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

$$h_{\text{эд}} \approx 0,45 \cdot 0,29 \approx 0,13$$

Используя формулу (26) найду:

$$V_{\text{шл.эд}} = 0,019 + 0,13 \cdot 0,084 = 0,029 \text{ м}^3.$$

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

$$h_{\text{шл}} = \frac{V_{\text{шл.эд}}}{S_{\text{кр}}} = \frac{0,029}{0,415^2} = 0,168 \text{ м}.$$

Длина кристаллизатора:

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

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

$$l_{\text{кр}} = 1,958 + 0,168 + 0,15 = 2,276 \text{ м}.$$

По формуле (12) определю верхнее сечение кристаллизатора:

$$a_{\text{о.кр.в}} = 0,445 - 0,04 \cdot 2,276 = 0,354 \text{ м}.$$

Высота установки определяется по формуле:

$$H = l_{\text{эд}} + l_{\text{кр}}, \quad (28)$$

где: $l_{\text{кр}}$ - длина кристаллизатора.

$$H = 5,3 + 2,276 = 7,576 \text{ м}.$$

Расчёт теплового баланса монофилярной одноэлектродной печи ЭШП

Тепловой баланс шлаковой ванны складывается из следующих статей расхода тепла:

$$P_{\text{шл}} = P_{\text{пол}} + P_{\text{сл}} + P_{\text{ст}} + P_{\text{исп.шл}} + P_{\text{изл.шл}} + P_{\text{изл.эд}}, \quad (29)$$

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

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

46

$P_{сл}$ - 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

$$P_{пол} = P_{пол\ эд} + P_{пол\ кш} + P_{пол\ в} = Q_m \cdot W_{у.т}, \quad (30)$$

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;

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

$W_{у.т}$ - удельный теоретический расход энергии, кДж/кг.

Удельный теоретический расход энергии:

$$W_{у.т} = C_{т.ср} \cdot (T_c - T_Y) + \Lambda_{\phi} + C_{ж.ср} \cdot (T_v - T_l), \quad (31)$$

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

$C_{ж.ср}$ - 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_v - температура металла в жидком состоянии, К.

Принимаем:

$$C_{т.ср} = 0,65 \text{ МДж/(т} \cdot \text{К)},$$

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

$$\Lambda_{\phi} = 280 \text{ МДж/т},$$

$$(T_v - T_l) = 250-450 \text{ К},$$

$$T_Y = T_{z.ср} = 208 \cdot \frac{l_{эд}}{l_{эд.ф}} \cdot \left[1 - \exp\left(\frac{-3,6 \cdot l_{эд}}{l_{эд.ф}}\right) \right], \quad (30)$$

где $l_{эд}$ - длина электрода, м;

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

$$T_{Y_1} = 208 \cdot \frac{5,3}{5,3} \cdot \left[1 - \exp\left(\frac{-3,6 \cdot 5,3}{5,3}\right) \right] = 202,31 \text{ К},$$

$$T_{Y_2} = 208 \cdot \frac{5,3}{4,0} \cdot \left[1 - \exp\left(\frac{-3,6 \cdot 5,3}{4,0}\right) \right] = 273,26 \text{ К},$$

$$T_{Y_3} = 208 \cdot \frac{5,3}{2,8} \cdot \left[1 - \exp\left(\frac{-3,6 \cdot 5,3}{2,8}\right) \right] = 393,28 \text{ К},$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

лизации слитка;

$$k_{\phi} = \frac{0,5 \cdot l_{\text{о.сл}}}{h_{\text{м}}}, \quad (33)$$

где $h_{\text{м}}$ - глубина жидкометаллической ванны, м

Принимаем: $k = 0,27 \text{ кг}/(\text{с} \cdot \text{м})$, а $k_{\phi} = 1,2$.

Тогда массовая скорость переплава расходуемого электрода по формуле:

$$Q_m = \frac{0,3 \cdot 0,402}{1,2} = 0,1 \text{ кг}/\text{с}$$

$P_{\text{пол}}$ согласно формуле:

$$P_{\text{пол1}} = 0,1 \cdot 1398,43 = 139,84 \text{ кВт},$$

$$P_{\text{пол2}} = 0,1 \cdot 1352,32 = 135,23 \text{ кВт},$$

$$P_{\text{пол3}} = 0,1 \cdot 1274,3 = 127,43 \text{ кВт},$$

$$P_{\text{пол4}} = 0,1 \cdot 1018,11 = 101,811 \text{ кВт}.$$

Определение тепловых потерь

Мощность, передаваемая от шлака слитку

$$P_{\text{сл}} = 0,277 \cdot 10^{-3} \cdot \alpha_{\text{шл}} \cdot F \cdot (T_{\text{шл}} - T_{\text{м}}), \quad (34)$$

где $\alpha_{\text{шл}}$ - коэффициент теплоотдачи от шлака к металлу, $\text{кВт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К})$.

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

F - площадь контакта между шлаком и металлом, м^2 ;

$$F = 0,402^2 = 0,161 \text{ м}^2$$

$T_{\text{шл}}$ - температура поверхности шлака, К;

$$T_{\text{шл}} = 2048 \text{ К}$$

$T_{\text{м}}$ - температура поверхности металла, К;

$$T_{\text{м}} = 1971,31 \text{ К} (34)$$

Тогда согласно формуле:

$$P_{\text{сл}} = 277 \cdot 10^{-3} \cdot 3,48 \cdot 0,161 \cdot (2048 - 1971,31) = 11,9 \text{ кВт}$$

Мощность передаваемая от шлака стенке 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 $T_{\text{пл}}$ - температура плавления шлака, К;

$$T_{\text{пл}} = 1663 \text{ К}$$

$T_{\text{к}}$ - средняя температура поверхности шлаковой корочки, К;

$$T_{\text{к}} = 1073 \text{ К}$$

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

$$\lambda_{\text{шл}} = 4,64 \text{ Вт}/(\text{м} \cdot \text{К})$$

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

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

$F_{\text{б}}$ - площадь боковой поверхности шлаковой ванны, имеющей форму усеченного конуса со сторонами верхнего сечения кристаллизатора и слитка, м^2 ;

$$F_{\text{б}} = (((0,363 \cdot 4) + (0,354 \cdot 4)) / 2) \cdot 0,168 = 0,24 \text{ м}^2$$

Тогда согласно формуле (35):

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

$$P_{ст} = 1,16 \cdot 10^{-3} \cdot 4,64 \cdot 0,24 \cdot \frac{1663 - 1073}{0,002} = 381,073 \text{ кВт.}$$

Поток излучения с поверхности шлака

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

где σ - постоянная Стефана-Больцмана, $Вт/(м^2 \cdot K^4)$;

$$\sigma = 5,67 \times 10^{-8} \text{ Вт}/(м^2 \cdot K^4)$$

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

$$\varepsilon_{шл} = 0,7$$

$(F_{кр.} - F_{эл.})$ - теплоотдающая поверхность, $м^2$;

$$(F_{кр.} - F_{эл.}) = 0,161 - 0,084 = 0,077 м^2$$

$T_{пов}$ - температура поверхности шлака, К;

$$T_{пов} = 2048 \text{ К}$$

$$P_{изл.шл.} = 10^{-3} \times 0,7 \times 5,67 \times 10^{-8} \times 0,077 \times 2048^4 = 53,764 \text{ кВт}$$

Мощность излучаемая поверхностью электродов, кВт:

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

где $F_{эл.}$ - поверхность расходуемых электродов, $м^2$;

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

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

Принимаем:

$$\varepsilon_{ст} = 0,8;$$

$$F_{эл.} = 0,084 \text{ м}^2.$$

Тогда:

$$P_{изл.эл1} = 10^{-3} \cdot 0,8 \cdot 5,67 \cdot 10^{-8} \cdot 0,084 \cdot 202,31^4 = 0,006 \text{ кВт},$$

$$P_{изл.эл2} = 10^{-3} \cdot 0,8 \cdot 5,67 \cdot 10^{-8} \cdot 0,084 \cdot 273,26^4 = 0,021 \text{ кВт},$$

$$P_{изл.эл3} = 10^{-3} \cdot 0,8 \cdot 5,67 \cdot 10^{-8} \cdot 0,084 \cdot 393,28^4 = 0,091 \text{ кВт},$$

$$P_{изл.эл4} = 10^{-3} \cdot 0,8 \cdot 5,67 \cdot 10^{-8} \cdot 0,084 \cdot 787,42^4 = 1,464 \text{ кВт}.$$

Тепло, теряемое с испарением шлака в ходе ЭШП

$$P_{исп.шл.} = \frac{0,03 \times \Lambda_{\phi} \times m_{шл.}}{860}, \quad (38)$$

где Λ_{ϕ} - удельная теплота фазового перехода 1-го рода при испарении CaF_2 , кДж/кг;

Для флюса АНФ-1П $\Lambda_{\phi} = 7000$ кДж/кг.

$m_{шл.}$ - масса шлака, кг;

$$m_{шл.} = 50 \text{ кг}$$

Тогда согласно формуле:

$$P_{исп.шл.} = \frac{0,03 \times 7000 \times 50}{860} = 12,209 \text{ кВт}$$

Тепловой баланс шлаковой ванны находим по формуле (27):

$$P_{шл1} = 139,84 + 11,9 + 381,073 + 12,209 + 53,764 + 0,006 = 598,792 \text{ кВт},$$

$$P_{шл2} = 135,23 + 11,9 + 381,073 + 12,209 + 53,764 + 0,021 = 594,197 \text{ кВт},$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата
------	------	----------	-------	------

$$P_{\text{шл}3} = 127,43 + 11,9 + 381,073 + 12,209 + 53,764 + 0,091 = 586,467 \text{ кВт},$$

$$P_{\text{шл}4} = 101,811 + 11,9 + 381,073 + 12,209 + 53,764 + 1,464 = 562,221 \text{ кВт}.$$

Тепловой баланс

Коэффициент полезного действия электрошлаковой печи определяем по формуле:

$$\eta = \frac{P_{\text{пол.}}}{P_{\text{зат.}}} \times 100 \quad (39)$$

где $P_{\text{пол}}$ - полезная мощность, кВт;

$P_{\text{зат.}}$ - затраченная мощность, кВт;

Согласно формулы:

$$\eta = \frac{139,84}{598,936} = 23,348 \%$$

Таблица 9 - Результаты расчёта теплового баланса

Приход	Расход		%
598,936	Полезная мощность	139,84	23,348
	Мощность, передаваемая от шлака слитку, кВт	11,9	1,987
	Мощность, передаваемая от шлака к стенке кристаллизатора, кВт	381,073	63,625
	Поток излучения с поверхности шлака, кВт	53,764	8,977
	Поток излучения с поверхности электрода, кВт	0,006	0,001
	Тепло, теряемое при испарении шлака в ходе ЭШП, кВт	12,209	2,038
598,936	Мощность выделяемая в шлаковой ванне	598,936	100

Электрический расчёт

Определение сопротивления шлака

$$R_{\text{шл}} = \frac{k_1 \times k_2 \times k_3 \times k_4 \times \rho_{\text{шл}}}{(l_{\text{опр.}})_{\text{экв}}} \quad (40)$$

где k_1, k_2, k_3, k_4 - симплекс коэффициенты;

$$k_1 = f_1(h/h_{\text{шл}})$$

$$k_1 = 1,96$$

$$k_2 = f_2(k_{\text{з.кр.}})$$

$$k_2 = 0,402$$

$$k_3 = f_3(p/l_{\text{о.эд.}})$$

$$k_4 \approx 1,3 \times (b_{\text{эд.}}/a_{\text{эд.}})^{-0,955}$$

$a_{\text{эд.}}, b_{\text{эд.}}$ - стороны электрода, м;

$\rho_{\text{шл.}}$ - удельное сопротивление шлака, мОм · м;

$$\rho_{\text{шл}} = 2 \text{ мОм} \cdot \text{м}$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата
------	------	----------	-------	------

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

51

$(l_{\text{опр.}})_{\text{эkv.}}$ - эквивалентный диаметр кристаллизатора, м;

$$(l_{\text{опр.}})_{\text{эkv.}} = a_{\text{кр.}} \times \sqrt{4/\pi}, \quad (41)$$

$$(l_{\text{опр.}})_{\text{эkv.}} = 0,415 \times \sqrt{4/\pi} = 0,468 \text{ м}$$

Тогда согласно формуле:

$$R_{\text{шл.}} = \frac{1,96 \times 0,402 \times 0,765 \times 0,494 \times 2}{0,468} = 0,636 \text{ мОм}$$

Определение электрических параметров

$$P_{\text{шл.}} = I_{\text{шл.}}^2 \times R_{\text{шл.}}, \quad (42)$$

где $I_{\text{шл.}}$ - рабочий ток печи, кА;

$P_{\text{шл.}}$ - мощность теплогенерации в шлаковой ванне, кВт;

$R_{\text{шл.}}$ - сопротивление шлака, мОм.

Согласно формулы:

$$I_{\text{шл.}} = \sqrt{P_{\text{шл.}}/R_{\text{шл.}}}, \quad (43)$$

$$I_{\text{шл.}} = \sqrt{598,936/0,636} = 30,687 \text{ кА}$$

Тогда напряжение на шлаковой ванне:

$$U_{\text{шл.}} = I_{\text{шл.}} \times R_{\text{шл.}}$$

$$U_{\text{шл.}} = 30,687 \times 0,636 = 19,516 \text{ В}$$

На промышленных печах ЭШП при силе тока $I_{\text{шл.}} = 10 \dots 60$ кА напряжение $U_{\text{шл.}}$ составляет 40 ... 60 В в зависимости от электрического сопротивления $R_{\text{шл.}}$.

В данном случае из-за того, что флюс АНФ-1П обладает высокой электропроводностью, то электрический режим характеризуется относительно высоким значением тока и низким напряжением для того, чтобы обеспечить большее погружение в шлак.

Расчёт активного сопротивления расходуемого электрода

$$R_{\text{эд.}} = \frac{k_{\text{п}} \times k_{\text{б}} \times \rho_{\text{эл.}} \times l_{\text{эд.}}}{S_{\text{эд.}}} + R_{\text{к}}, \quad (44)$$

где $k_{\text{п}}$ - коэффициент, учитывающий поверхностное вытеснение тока;

$k_{\text{б}}$ - коэффициент, учитывающий близость расходуемых электродов;

$\rho_{\text{эд.}}$ - удельное сопротивление электрода, Ом · м;

$l_{\text{эд.}}$ - длина электрода, м;

$R_{\text{к}}$ - контактное сопротивление, Ом

При расчёте активного сопротивления допускаем упрощение - $R_{\text{к}}$ не учитываем.

Для определения всех необходимых параметров, которые необходимы для расчёта активного сопротивления, нужно знать среднюю температуру электрода $T_{\text{эд.}}$ при $l_{\text{эд.}} = 5,3$ м и $l_{\text{эд.}} = 1,5$ м.

$$T_{\text{эд.}} = 208 \times (l_{\text{эд.}}/l_{\text{эд.ф.}}) \times [1 - e^{-3,6 \times l_{\text{эд.}}/l_{\text{эд.ф.}}}]$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

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

$l_{\text{эд.ф.}}$ - фактическая длина электрода, м

Тогда согласно формуле, при $l_{\text{эд.}} = l_{\text{эд.ф.}}$

$$T_{\text{эд.}} = 208 \times (5,3/5,3) \times [1 - e^{-3,6 \times 5,3/5,3}] = 202,31^\circ\text{C}$$

$$T_{\text{эд.}} = 202,31 + 273 = 475,31\text{K}$$

При $l_{\text{эд.}} = 1,5\text{м}$, согласно формуле:

$$T_{\text{эд.}} = 208 \times (5,3/1,5) \times [1 - e^{-3,6 \times 5,3/1,5}] = 734,93^\circ\text{C}$$

$$T_{\text{эд.}} = 1007,93\text{K}$$

Согласно полученным температурам найдём удельное электрическое сопротивление электрода $1/\rho$.

При $T_{\text{эд.}} = 475,31\text{K}$ $\rho_{\text{эд.}} = 0,92 \times 10^{-6}\text{мОм}$; а при $T_{\text{эд.}} = 1007,93\text{K}$ $\rho_{\text{эд.}}$ составляет $1,24 \times 10^{-6}\text{мОм}$.

Относительная магнитная проницаемость материала электрода равна:

$$[(\mu_r)_{\text{эд.}}]_{\text{ср.}} = 5,1 \times 10^5 \times [30,687 \times 10^3 / 4 \cdot 0,290]^{-0,9} = 53,37$$

где $\Pi_{\text{эд.}}$ - периметр поперечного сечения электрода, м

Тогда согласно формуле

Эквивалентная глубина проникновения переменного магнитного поля в материал электрода составляет:

$$\delta_{\text{эд.}} = 500 \times \sqrt{\rho_{\text{эд.}} / (\mu_r)_{\text{эд.}}}$$

где f - частота тока, Гц

Согласно формуле при $T_{\text{эд.}} = 475,31\text{K}$

$$\delta_{\text{эд.}} = 500 \times \sqrt{0,92 \times 10^{-6} / 53,37} = 0,065$$

При $T_{\text{эд.}} = 1007,93\text{K}$

$$\delta_{\text{эд.}} = 500 \times \sqrt{1,24 \times 10^{-6} / 53,37} = 0,076$$

В результате экстраполяции данных, при $T_{\text{эд.}} = 475,31\text{K}$ для симплекса $\frac{\sqrt{\Delta b}}{\delta_{\text{эд.}}} = \frac{\sqrt{0,10 \times 0,636}}{0,065} = 3,88$; при $T_{\text{эд.}} = 1007,93\text{K}$ $\frac{\sqrt{\Delta b}}{\delta_{\text{эд.}}} = \frac{\sqrt{0,10 \times 0,51}}{0,076} = 3,318$ и соотноше-

ния $\frac{b_{\text{эд.}}}{a_{\text{эд.}}} = 1$, определяем поправочные коэффициенты $k_{\text{п}} = 4,89$; $k_{\text{п}} = 3,41$.

Тогда согласно формуле (44) при $T_{\text{эд.}} = 475,32\text{K}$

$$R_{\text{эд.}} = 4,89 \cdot 1,0 \cdot 0,92 \cdot 10^{-6} \cdot \frac{5,3}{0,084} = 0,466\text{мОм},$$

Аналогично при $T_{\text{эд.}} = 1146,60\text{K}$ $R_{\text{эд.}} = 0,216\text{мОм}$.

Определение индуктивного сопротивления

что составляет 39 % от начального значения $R_{\text{эд.}}$.

Индуктивное сопротивление $X_{\text{эд.}}$:

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

$$X_{эд} = 2 \cdot \pi \cdot f \cdot [L_c + L_B], \quad (45)$$

где f - частота тока, $f = 50$ Гц;

L_c - собственная индуктивность электрода, Гн:

$$L_c = 2 \cdot I_{эд} \cdot \left\{ \ln \left[\frac{4 \cdot I_{эд}}{a_{эд}} \right] - 0,75 \right\} \cdot 10^{-7} \quad (46)$$

$$L_{c1} = 2 \cdot 5,3 \cdot \left\{ \ln \left[\frac{4 \cdot 5,3}{0,29} \right] - 0,75 \right\} \cdot 10^{-7} = 37,54 \cdot 10^{-7} \text{ Гн},$$

L_B - внутренняя индуктивность электрода, Гн:

$$L_B = 85,2 \cdot 10^{-6} \cdot \sqrt{[(\mu_r)_{эд}]_{ср}} \cdot \frac{\rho_{эд}}{f} \cdot \frac{I_{эд}}{a_{эд}}, \quad (47)$$

$$L_{B1} = 85,2 \cdot 10^{-6} \cdot \sqrt{53,37} \cdot \frac{92,0 \cdot 10^{-8}}{50} \cdot \frac{5,3}{0,29} = 15,43 \cdot 10^{-7} \text{ Гн},$$

Тогда индуктивное сопротивление определяется по формуле (45)

$$X_{эд1} = 2 \cdot 3,14 \cdot 50 \cdot [37,54 + 15,43 - 27,91] \cdot 10^{-7} = 0,786 \text{ МОм},$$

Полное электрическое сопротивление цепи:

$$Z = \sqrt{(R_{шл} + R_{эд})^2 + X_{эд}^2}, \quad (48)$$

$$Z_1 = \sqrt{(0,636 + 0,466)^2 + 0,786^2} = 1,353 \text{ МОм},$$

Вторичное напряжение трансформатора:

$$U_2 = I_{шл} \cdot Z_i, \quad (49)$$

$$U_{2-1} = 30,687 \cdot 1,353 = 41,519 \text{ В},$$

9. Построение графика электрического режима

Электрический режим ЭШП должен быть дифференцированным, что связано с различными энергетическими стадиями переплава - разогревом расходуемого электрода и формированием металлической ванны, рабочей стадией и выводением усадочной раковины; с изменением электрических параметров вторичного токоподвода по мере оплавления расходуемого электрода, с изменением энтальпии расходуемого электрода. Что вызывает необходимость снижения полезной мощности, генерируемой в шлаковой ванне по закону Джоуля - Ленца[1].

Данные для построения графика дифференцированного электрического режима ЭШП приведены в таблице 10.

Таблица 10 - Данные для построения графика

№	Переменные величины									
	$I_{эд}, \text{М}$	$T_{эд}, \text{К}$	$R_{эд}, \text{МОм}$	$X_{эд}, \text{МОм}$	$W_{ут}, \text{кДж/кг}$	$P_{пол}, \text{кВт}$	$P_{шл}, \text{кВт}$	$R_{шл}, \text{МОм}$	$U_2, \text{В}$	$t, \text{МИН}$
1	5,3	202,31	0,466	0,786	1398,43	139,84	371,430	0,636	41,519	144
2	4,0	273,26	0,383	0,662	1352,32	135,23	368,647	0,636	37,136	277
3	2,8	393,28	0,300	0,527	1274,30	127,43	363,714	0,636	32,613	433
4	1,4	787,42	0,216	0,389	1018,11	101,811	352,115	0,636	27,829	588

Определение времени переплава производим по формуле:

$$\tau = (l_{\text{эд.н}} - l_{\text{эд}}) / v_{\text{спл.эд}}, \quad (50)$$

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

$l_{\text{эд.н}}$ - начальная длина электрода м;

$v_{\text{спл.эд}}$ - линейная скорость переплава м/с.

$$v_{\text{спл.эд}} = Q_m / (d_T \cdot S_{\text{эд}})$$

где Q_m - массовая скорость переплава кг/с.

$$v_{\text{спл.эд}} = 0,1 / (7900 \cdot 0,29^2) = 0,150 \cdot 10^{-3} \text{ м/с.}$$

$$\tau_1 = (5,3 - 5,3) / 0,255 \cdot 10^{-3} = 0 \text{ с.}$$

$$\tau_2 = (5,3 - 4,0) / 0,150 \cdot 10^{-3} = 8666,66 \text{ с.} = 144 \text{ минуты}$$

$$\tau_3 = (5,3 - 2,8) / 0,150 \cdot 10^{-3} = 16666,66 \text{ с.} = 277 \text{ минут}$$

$$\tau_4 = (5,3 - 1,4) / 0,150 \cdot 10^{-3} = 26000 \text{ с.} = 433 \text{ минуты}$$

$$\tau_5 = (5,3 - 0) / 0,150 \cdot 10^{-3} = 35333,33 \text{ с.} = 588 \text{ минут.}$$

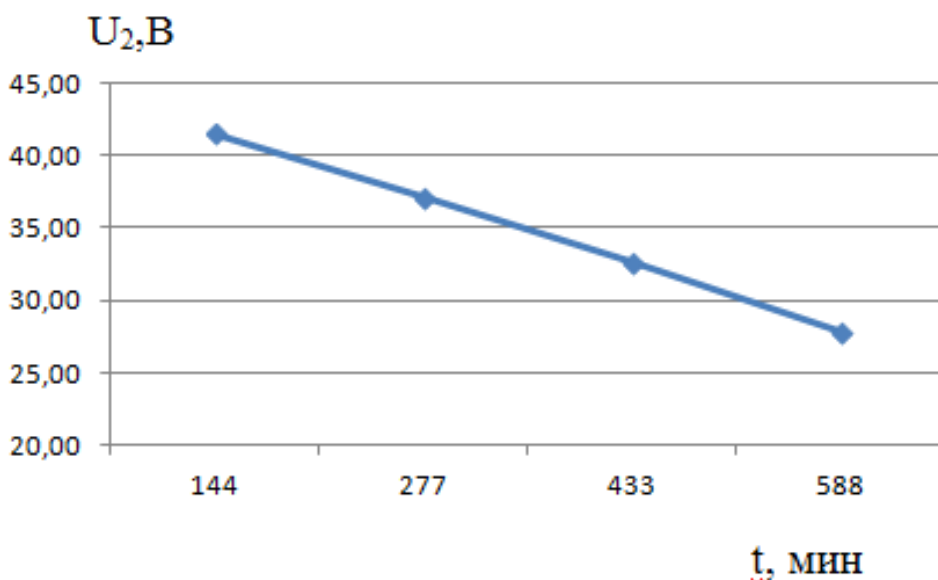


Рисунок 4 – График изменения ступени вторичного напряжения трансформатора

Рисунок 5 – График изменения мощности выделяющейся в шлаковой ванне

Рисунок 6 – График изменения силы тока

4.4 Материальный баланс плавки

Для расчёта материального баланса нам необходима длина сплавляемой части электрода, которая равна 3,8 м и масса сплавляемой части электрода, которая равна 2522 кг.

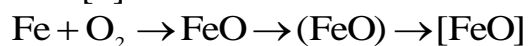
Химический состав исходного металла и электрода, предназначенного для ЭШП представлен в таблице 1 и таблице 11.

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата
------	------	----------	-------	------

Таблица 11 - Химический состав электрода

Материал	Масса	Ед. Изм	C	Si	Mn	Cr	Ni	W	V	S	P	Mo	Ti	Cu	Al	B	Fe
Хим. состав электрода	2,52	В %	0,045	0,118	0,416	10,095	18,079	0,022	0,07	0,02	0,02	0,143	2,63	0,035	0,349	0,012	67,04
		Кг.	1,134	2,9736	10,483	254,39	455,59	0,5544	1,764	0,504	0,504	3,6036	66,276	0,882	8,7948	0,3024	1689,4

При электрошлаковом переплаве происходит окисление (угар) элементов. Имеется следующий путь доставки кислорода к поверхности металлической ванны: окисление поверхности электрода кислородом воздуха, далее перехода окалины в шлак при плавлении электрода и доставка кислорода к границе жидкого металла[2]:



Определение количества образующейся окалины FeO

$$m_{\text{FeO}} = \frac{72 \times 25}{16} \times S$$

где S - площадь поверхности электрода, м²

$$S = 4 \cdot a \cdot l_{\text{опл}}, \quad (51)$$

где $l_{\text{опл}}$ - длина сплавляемой части электрода, м

$$S = 4 \cdot 0,402 \cdot 3,8 = 6,1104 \text{ м}^2.$$

Тогда согласно формуле:

$$m_{\text{FeO}} = \frac{72 \times 25}{16} \times 6,1104 = 687,42 \text{ г}$$

Для образования такого количества FeO понадобится кислорода:

$$m_o = 25 \times S, \quad (52)$$

где S - площадь поверхности электрода, м²

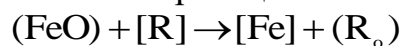
$$m_o = 25 \times 6,1104 = 152,76 \text{ г}$$

Тогда окислится железа:

$$m_{\text{Fe}} = m_{\text{FeO}} - m_o$$

$$m_{\text{Fe}} = 687,42 - 152,76 = 534,66 \text{ г}$$

Окалина при плавлении переходит в шлак, где она расходуется на окисление элементов по реакции:



То есть железо возвращается в жидкую металлическую ванну.

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата
------	------	----------	-------	------

Конечное содержание FeO во флюсе АНФ-1П:

$$m(\text{FeO}) = \frac{0,15 \times m_{\text{шл.}}}{100}, \quad (53)$$

где $m_{\text{шл.}}$ - масса шлага, кг

$$m(\text{FeO}) = \frac{0,15 \times 50000}{100} = 75 \text{ г}$$

Перейдёт в слиток железа:

$$m_{[\text{Fe}]_{\text{сл.}}} = \left[\left(m_{\text{FeO}} + \frac{m_{\text{шл.}} \times X}{100} \right) - m(\text{FeO}) \right] \times \frac{56}{72}, \quad (54)$$

где X - количество FeO в исходном флюсе, %;

$m(\text{FeO})$ - конечное содержание FeO в шлаке, %;

m_{FeO} - количество образующейся окалины, г.

$$m_{[\text{Fe}]_{\text{сл.}}} = \left[\left(687,42 + \frac{50000 \times 0,25}{100} \right) - 75 \right] \times \frac{56}{72} = 573,549$$

Совместно Fe перейдёт кислорода:

$$m_{[\text{O}]_{\text{сл.}}} = \left[\left(m_{\text{FeO}} + \frac{m_{\text{шл.}} \times X}{100} \right) - m(\text{FeO}) \right] \times \frac{16}{72},$$

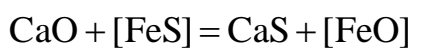
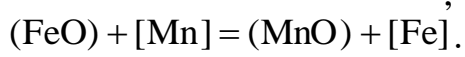
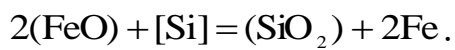
$$m_{[\text{O}]_{\text{сл.}}} = \left[\left(687,42 + \frac{50000 \times 0,25}{100} \right) - 75 \right] \times \frac{16}{72} = 163,871 \text{ г.}$$

В шлак перейдёт железа:

$$m_{(\text{Fe})_{\text{шл.}}} = m(\text{FeO}) \times \frac{56}{72},$$

$$m_{(\text{Fe})_{\text{шл.}}} = 75 \times \frac{56}{72} = 58,333 \text{ г.}$$

Элементы окисляются по следующим реакциям:



Угар легирующих элементов в процессе плавки представлен в таблице 12.

Таблица 12 - Угары элементов

Химический элемент	Si	Mn	Cr	Ni	Mo	W	V	Al	Ti	P	S	Cu	B
Угар элементов в %	1	3	0,7	0	0	5	0	0	0	0	50	0	0

Количество окислившегося элемента равно:

$$m_{[\text{R}]} = \frac{m_{\text{эл.}} \times [\text{R}, \%] \times \text{Угар}, \%}{100 \times 100}, \quad (55)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата
------	------	----------	-------	------

$$m_{[Si]} = \frac{2520 \times 10^{-3} \times 0,7 \times 10}{100 \times 100} = 176 \text{ г,}$$

$$m_{[Mn]} = \frac{2520 \times 10^{-3} \times 0,416 \times 3}{100 \times 100} = 310 \text{ г,}$$

$$m_{[S]} = \frac{2520 \times 10^{-3} \times 0,020 \times 50}{100 \times 100} = 252 \text{ г,}$$

$$m_{[Cr]} = \frac{2520 \times 10^{-3} \times 10,095 \times 0,7}{100 \times 100} = 1781 \text{ г,}$$

$$m_{[W]} = \frac{2520 \times 10^{-3} \times 0,022 \times 5}{100 \times 100} = 28 \text{ г.}$$

Необходимое количество кислорода:

Для окисления Si:

$$m_o = \frac{32}{28} \cdot 1764 = 2016 \text{ г}$$

Для окисления Mn:

$$m_o = \frac{71}{55} \cdot 310 = 400,182 \text{ г}$$

Для окисления Cr:

$$m_o = \frac{152}{104} \cdot 1781 = 2603 \text{ г}$$

Для окисления W:

$$m_o = \frac{232}{184} \cdot 28 = 35,304 \text{ г.}$$

Для окисления S:

$$m_o = \frac{32}{64} \cdot 252 = 126$$

Развес слитка представлен в таблице 13

Таблица 13 - Развес слитка и окислившегося металла

Приход	Расход
Вес сплавляемой части электродов, 2520кг	1 Окислилось Fe, 534,66 г 2 Перейдёт в шлак Fe, 58,333 г 3 Окислилось Si, 176 г 4 Окислилось Mn, 310 г 5 Окислилось S, 252 г 6 Окислилось Cr, 1781 г 7 Окислилось W 28г.
2520кг	3,139 кг

Тогда фактический вес слитка:

$$m_c = m_{\text{эл.}} - \sum m_i, \quad (56)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата
------	------	----------	-------	------

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

58

$$m_c = 2520 - 3,140 = 2516,86 \text{ кг}$$

Выход годного тогда составит:

$$\% = \frac{m_c}{m_{\text{эл.}}} \times 100$$

$$\% = \frac{2516,86}{2520} \times 100 = 99,87 \%$$

Изменение флюса в процессе ЭШП

Химический состав исходного флюса представлен в таблице 14.

Таблица 14- Химический состав флюса АНФ-1П

Соединения	CaF ₂	Al ₂ O ₃	CaO	SiO ₂	C	FeO	S	P	TiO ₂
%	92,78	1,5	3,0	2,0	0,1	0,5	0,05	0,02	0,05
кг	46,39	0,75	1,5	1,0	0,05	0,25	0,025	0,01	0,025

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

На границе раздела протекает реакция:



Согласно этой реакции окисляется около 70 % серы.

$$m_s = \frac{m_{\text{смп}} \cdot 70}{100}, \quad (57)$$

где $m_{\text{сфл}}$ - количество серы в исходном флюсе, г

$$m_s = \frac{70 \cdot 25}{100} = 17,5 \text{ г}$$

Количество кислорода необходимое для окисления серы:

$$m_{o,s} = \frac{m_s \cdot 64}{32} - m_s, \quad (58)$$

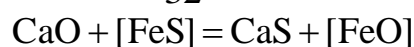
$$m_{o,s} = \frac{17,5 \cdot 64}{32} - 17,5 = 17,5 \text{ г}$$

Остается серы во флюсе: 17.5 г.

В атмосферу улетучится SO₂ :

$$m_{o,s} = \frac{m_s \cdot 64}{32}, \quad (59)$$

$$m_{o,s} = \frac{17,5 \cdot 64}{32} = 35 \text{ г}$$



По этой реакции образуется:

$$m_{CaS} = \frac{m_s \times 72}{32}, \quad (60)$$

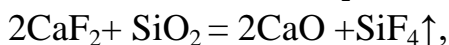
Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата
------	------	----------	-------	------

$$m_{CaS} = \frac{17,5 \times 72}{32} = 39,375 \text{ Г}$$

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

$$m_{CaO} = \frac{39,375 \times 112}{144} = 30,625 \text{ Г}$$

Содержание кремнезема во флюсе увеличивается в результате окисления кремния. В системе $CaF_2 - SiO_2$ протекает реакция:



по которой окисляется примерно 20% SiO_2 :

$$m'_{SiO_2} = \frac{m_{SiO_2 \text{пл}} + m_{(SiO_2) \text{угар}}}{5} \quad (61)$$

$$m'_{SiO_2} = \frac{1000 + 1764,00 + 2016}{5} = 956 \text{ Г.}$$

Во флюсе останется:

$$m'_{SiO_2 \text{пл}} = 1000 + 873,14 - 294,63 = 3824 \text{ г.}$$

При протекании реакции расходуется:

$$m(CaF_2) = \frac{1000 \cdot 78}{300} = 260 \text{ Г}$$

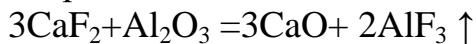
Образуется CaO:

$$m(CaO) = \frac{1000 \cdot 112}{300} = 373,333 \text{ Г.}$$

Образуется SiF_4 :

$$m_{SiF_4} = \frac{1000 \cdot 104}{300} = 346,666 \text{ Г}$$

По реакции:



окисляется примерно 10% Al_2O_3 :

$$m_{Al_2O_3} = m_{Al_2O_3 \text{фл}} / 10 = 0,075 \text{ кг.}$$

Во флюсе останется:

$$m_{Al_2O_3 \text{фл}} = m_{Al_2O_3 \text{фл}} - m_{Al_2O_3} = 2,675 \text{ кг}$$

При протекании реакции образуется CaO:

$$m_{CaO} = 108 \cdot m_{Al_2O_3 \text{фл}} / 102 = 2,832 \text{ кг.}$$

При этом расходуется CaF_2 :

$$m_{CaF_2} = m_{Al_2O_3 \text{фл}} \cdot 117 / 51 = 6,136 \text{ кг.}$$

Поскольку другие элементы при ЭШП не улетучиваются, количество окислов других элементов, перешедших в шлак принимаем согласно таблице.

Состав флюса после ЭШП приведен в таблице 15.

Таблица 15 - Состав флюса после ЭШП

Соединение	CaF_2	Al_2O_3	CaO	SiO_2	C	FeO	S	P	TiO_2
------------	---------	-----------	-----	---------	---	-----	---	---	---------

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

60

%	83,068	5,556	6,721	4,063	0,104	0,052	0,363	0,021	0,052
48,146 кг	39,994	2,675	3,236	1,956	0,05	0,025	0,175	0,01	0,025

В таблице 16 приведен химический состав металла после ЭШП.

Таблица 16 - Состав металла после ЭШП

Материал	Масса	Ед. Изм.	C	Si	Mn	Cr	Ni	W	V	S	P	Mo	Ti	Cu	Al	B	Fe
Хим. состав электрода	2494,0152	%	0,045	0,112	0,408	10,129	18,267	0,021	0,071	0,010	0,020	0,144	2,657	0,035	0,353	0,008	67,714
		Кг.	1,134	2,797	10,173	252,609	455,59	0,5264	1,764	0,252	0,504	3,6036	66,276	0,882	8,7948	0,3024	1688,81

В таблице 17 приведен материальный баланс всей плавки.

Таблица 17 - Материальный баланс плавки

Приход	Расход
1 Вес сплавляемой части электродов, 2520 кг	1 Шлак, 48,146 кг
2 Кислорода из атмосферы, 5,362 кг	2 Слиток, 2494,0152 кг
3 Флюс, 50 кг	3 В виде пыли, 32,972 кг
	3 SiF ₄ - 0,347 кг;
	4 Испарение SO ₂ - 0,035 кг;
Итого: 2575,362 кг	Итого: 2575,5152

$$\text{Невязка: } \frac{2575,515 - 2575,362}{2575,515} \times 100 = 0,00594 \%$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата
------	------	----------	-------	------

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

61

5 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

5.1 Исследование отбракованных образцов по виду расслоение

1. Объект исследования

Проба от недоката (1А) стали марки ЭИ696-вд(10Х11Н20ТЗР-вд) плавки № 2, расслоившегося при прокате ковальной заготовки кв.110 → кр.58 мм

2. Цель исследования

Определить характер и причину образования дефекта.

3. Предварительные данные

Разбор исполнения технологии выплавки, разливки исходной плавки № 1, ВД-переплава и передела, схема УЗК приведены в приложении. По результатам сдачного контроля - макроструктура пл. № 2 годная: центральная пористость 0,5 балла, точечная неоднородность 0,5 балла ГОСТ 10243 (кв.110 мм № 1А, 1У; кр.58/55 мм № 1Б, 1У)

4. Результаты исследования

Химическим анализом установлено:

- материал пробы соответствует стали марки ЭИ696-ВД (10Х11Н20ТЗР-ВД) плавки № 2 (табл.18);

- содержание кремния Si - 0,68 % не удовлетворяет внутриводским пределам

- не более 0,40% по массе;

- содержание вредных микропримесей не превышено (табл.19).

Таблица 18–Химический состав металла при производстве проб № 1,2

Проба	Массовая доля элементов, %													
	C	Mn	Si	P	S	Ni	Cr	Cu	Mo	W	V	Ti	Al	B
Ковш. исх. пл. 1	0,057	0,38	0,69	0,006	0,002	19,85	11,40	0,12	0,06	0,09	0,02	3,05	0,53	0,010
Суженн. пред. на ВДП	0,05-0,08	–	н.б. 0,40	–	–	19,5-21,0	–	–	–	–	–	2,80-3,20	0,40-0,80	0,008-0,011
Маркир. проба пл. 2	0,059	0,26	0,62	0,007	0,002	19,55	11,30	0,12	0,05	0,03	0,01	3,08	0,53	0,010
Проба кв.110 → 58 мм	0,062	0,30	0,68	0,008	0,002	22,10	11,40	0,12	0,06	0,04	0,02	3,00	0,57	0,010
ГОСТ 5632-2014	н.б. ,10	н.б. 1,0	н.б. 1,0	н.б. 0,035	н.б. 0,020	18,0-21,0	10,0-12,5	–	–	–	–	2,6-3,2	н.б. 0,80	0,008-0,02

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

62

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата
------	------	----------	-------	------

Таблица 19 –Содержание вредных микропримесей в пробах

Проба	Примеси цветных металлов, % по массе						
	As	Bi	Cd	Pb	Sb	Sn	Zn
Проба кв.110→кр.58 мм пл. № 2	0,0032	<0,00020	<0,00020	<0,00020	<0,0020	0,0037	<0,0020

При осмотре пробы нарушение цельности металла имеет вид расслоения, распространяемого через осевую зону к двум смежным граням заготовки. Поверхность разрушения матовая, окисленная, волокнистого строения.

На грани видны грубые раскрытые разрывы металла (Рис.7).

Из наиболее цельного участка пробы вырезан поперечный макротемплет. Поперечное сечение темплета ~ кв.65 мм со скругленными углами.

На макротемплете сквозное нарушение сплошности имеет вид извилистых разрывов в центре (внутренних) и разрывов, проходящих с некоторым удалением от центра к двум смежным граням (сквозной) (Рис.8).

При микроисследовании (Рис.9,10) дефект имеет вид раскрытых и множества тонких разрывов металла, распространяемых в виде сетки по ослабленным границам зерен, обогащенным избыточными легкоплавкими фазами - карбонитридами, карбоборидными эвтектиками. Межкристаллитное пленочное расположение эвтектических структурных составляющих наиболее значительно выявляется в осевой зоне вблизи нарушений сплошности (Перераспределение эвтектической структурной составляющей в виде пленок по границам зерен происходит при температурах 1100-1120 °С).

По сечению металла содержатся разрозненные кристаллические включения нитридов и карбонитридов.

На травленых шлифах наблюдается потеря связи между элементами структуры, в дефектной зоне - искажение волокна.

Из небольшого участка плотного металла (периферийная зона) вырезано и изготовлено 3 образца для проведения испытаний на ударный изгиб. С учетом малого количества образцов испытания проведены в интервале температур 1050-1100 °С, что приближено к условиям деформации на стане 400 (таблица 20).

Таблица 20 - Результаты испытаний на ударный изгиб

№ Плавки	Профиль, мм	Температура испытания, °С	Ударная вязкость КСУ, кгс·м/см ²
2	Недокат кв.110 → кр.58 мм	1050	17,1
		1080	5,9
		1100	5,8

Результаты испытаний свидетельствуют о падении пластичности при повышении температуры с 1080 °С.

5. Заключение

Исследуемый дефект - «внутренние разрывы при деформации» от осевого перегрева по ликвационным участкам, приведшие к расслоению.

Склонности к перегреву осевой зоны заготовки № 1А способствовали легкоплавкие ликваты подусадочного характера, оставшиеся при неполном удалении технологической обрезки на первом переделе.

Рекомендации

1. Обязательно производить полное удаление технологической обрезки на первом переделе.

2. Провести корректировку суженных пределов хим. состава металла в части снижения содержания бора до 0,006-0,008 % вместо 0,008-0,011 % по массе.

Приложение

Исполнение технологии выплавки, разливки стали марки ЭИ696 пл. № 1

Выплавка проводилась в ОИП № 40 методом «переплава». Количество легированных отходов в завалку - 45,2 % (ТИ: н.б. 50 %). По расплавлению получили Si = 0,62% (суженные пределы н.б. 0,40%).

Температура металла перед выпуском - 1560 °С (ТИ: 1550-1570 °С), в ковше перед разливкой - 1520 °С (ТИ - 1500-1530 °С).

Разливку проводили в одну изложницу кр.310 мм (слиток массой 1,14т) сверху через воронку с защитой струи и «зеркала» металла аргоном. Продолжительность наполнения изложницы - 90с (ТИ: 70-100 с), прибыльной надставки - 80с (ТИ: 60-100с). Прибыльную часть слитка утепляли экзосмесью «Fertux». Масса перелитка - 70 кг. Содержание бора в ковшевой пробе - 0,010 % (суженные 0,008-0,011 %).

Слиток после выдержки в изложнице в течение 3ч охлаждался на воздухе.

Исполнение технологии переплава

Шлифованный торцованный электрод кр.290 мм исх. плавки № 1 переплавлен в кристаллизаторе кр.380 мм по служебной записке № 20/ГО-32 от 28.01.2020г. Параметры ВДП (таблица 21):

Таблица 21- Параметры ВДП

№ плавки	№ исх. плавки	№ печи	сила тока, кА	напряжение на дуге, В	скорость наплавления, кг/мин	глубина обточки, мм	вес «черного» слитка, кг	вес «светлого» слитка, кг
2	1	26	5,7	24,6	3,76	15	920	840
ТИ 01-ВД-2018			5,0-6,0	24,0-25,5	3,5-4,0	10-20		

Замечаний по переплаву нет.

Исполнение технологии передела стали марки ЭИ696-ВД пл.№ 2

Слиток поступил в МЦ в обточенном состоянии.

Ковку слитка на заготовки кв.110 мм производили по схеме:

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата
------	------	----------	-------	------

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

64

Слиток → кв.250 мм → кв.170 мм → кв.110 мм (при требовании: слиток → кв.250 мм → кв.170 мм → кв.110 мм). В Пр-1 заготовки кв.110 мм подвергали сплошной зачистке (при требовании: сплошная зачистка). Отбраковки не было.

Технологическая обрезь -120 кг(при требовании по ТИ 01-МП-2016:150 кг.

3 кованных заготовки кв.110 мм (0,71т) посадили в нагревательную печь ст.400.

Температура по зонам печи:

- томильная - 1120-1100 °С (при требовании по ТИ: 1100-1150 °С);

- сварочная нижняя 1100 °С (при требовании по ТИ: 1100-1150 °С);

- сварочная нижняя 1100 °С (при требовании по ТИ: 1100-1150 °С).

Заготовки прокатали на кр.58/55 мм. Темп выдачи заготовок - 25 заг/ч.

Результаты контроля методом УЗК

УЗК плавки №2 проводили по ГОСТ 21120-75 (D к.о. 3 мм) в профиле-размерах:

- кв.110 мм (16.03.2020г) - всего 3 заготовки (0,71т) - годные;

- кр.55 мм после обточки (31.03.2020г) - всего 5 заготовок (0,355т) - годные.

а)

б)

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

65

в)

Рисунок 7 – Внешний вид исследуемых проб стали марки ЭИ696-ВД пл. № 2:
а – проба №1 вид сверху; б – проба №1 вид снизу;
в – проба №2 место начального расслоения

Рисунок 8 – Макроструктура поперечного сечения пробы
стали марки ЭИ696-ВД плавки № 2

а)

б)

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

66

в)

Рисунок 9 – Межкристаллитный характер разрушения на нетравленых микрошлифах. Ослабление межкристаллитной связи пленочным расположением эвтектик: а – $\times 50$, б – $\times 100$, в – $\times 500$

а)

б)

Рисунок 10 – Характер разрушения на травленых микрошлифах. Искривление волокна по дефекту: а – поперечный микрошлиф, $\times 320$; б – продольный микрошлиф, $\times 50$

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

67

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате анализа предоставленных данных можно сделать вывод что:

1. Процентное содержание бора в марке стали ЭИ696 значительно влияет на характеристики стали, как на нагрев так и на структуру металла.

2. Сталь марки ЭИ696 требует определенных требований по выплавке. Это обработка вакуумированием - обработка жидкой стали под вакуумом с целью улучшения ее качества за счет уменьшения в ней при обычных способах выплавки содержания газов (H_2 , N_2 , O_2) и неметаллических включений, а при специальных методах выплавки и некоторых других элементов (например: Mn, Pb, Zn, Cu).

3. Электрошлаковый переплав повышает технологическую пластичность, уменьшается анизотропия свойств, уменьшается количество и размер неметаллических включений. Также улучшается качество поверхности слитка, его плотность и структура. В результате при ЭШП свободные от дефектов ликвационного и усадочного происхождения слитки с минимальным развитием химической и физической неоднородности.

4. Данную марку можно выплавлять как вакуумнодуговым так и электрошлаковым переплавом изменив цепочку технологии обработки металла вакуумом, так как при электрошлаковым переплавом через слой шлака металл не обогатится газами.

На основании приведенного анализа следует сделать рекомендации по корректировке технологии:

1. Обязательно производить полное удаление технологической обрести на первом переделе. Не допуская попадания хвостовой части слитка в передельную заготовку так, как в данной части возможно увеличение содержания бора из-за взаимодействия бора с газами и шлаком снижение пластичности и ударной вязкости, укрупнение аустенитного зерна и способность его к росту

2. Провести корректировку суженных пределов химического состава металла в части снижения содержания бора до 0,005-0,007 % вместо 0,008-0,011 % по массе.

3. на основании анализа и исследования, бракованных образцов провести корректировку нагрева металла перед обработкой металла давлением 1060-1080 °С вместо нагрева по технологической инструкции 1100-1150 °С так как:

а) перераспределение эвтектической структурной составляющей в виде пленок по границам зерен происходит при температурах 1100-1120 °С.

б) результаты испытаний бракованных образцов свидетельствуют о падении пластичности при повышении температуры с 1080 °С.

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

68

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Рябов А.В. Расчет процесса электроплавки: Учебное пособие / Рябов А.В., Чуманов И.В. // – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ. –2005. – 175 с.
2. Рябов А.В. Внепечная обработка стали: Учебное пособие / Рябов А.В., Чуманов И.В. // – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ. –2002. – 44 с.
3. Рябов А.В. Внепечная обработка стали: Конспект лекций./ Рябов А.В., Чуманов И.В // – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ. –2011. –80 с.
4. Кудрин В.А. Внепечная обработка чугуна и стали / Кудрин А.В. // – М: Издательство Металлургия. –1992. –337 с.
5. Дюдкин Д.А. Современная технология производства стали. / Дюдкин Д.А., Кисиленко В.В.//– М: Научное издание. – 2007. –527 с.
6. Корченко В.П. Исследование вариантов технологии выплавки в конвертерах с комбинированной продувкой низко и сверхнизкоуглеродистой стали. / Корченко В.П., Тубольцев Л.Г., Поляков В.Ф. и др. // – Д: Фундам. и прикл. проблемы черн. метал. Сб. научных трудов ИЧМ. Вып.10. – 2005. – с.124-134.
7. Смирнов А.Н. Современные тенденции развития процессов производства и разливки стали.// «Металл и литье Украины» №1.– 2006.–52 с.
8. Вопросы атомной науки и техники. Физика радиационных повреждений и радиационное материаловедение /АО "Научно-исследовательский институт приборов"//– Лыткарино: НИИП. –2003. – с.80-86.
9. Интернет источник Бор в стали <http://metal-archive.ru/boridnye-pokrytiya/107-bor-v-stali.html> (дата обращения 05.05.2021)
10. Колотыркин Я.М. Поверхностное противокоррозионное легирование черного металла карбидообразователями. / Колотыркин Я.М., Новаковский В.М., Заец И.И. и др //Защита металлов. Т. 20, №1. – 1984. – с. 3-13.
11. Зинченко, С.Д. Технология удаления водорода, азота и серы на установках ковшевого вакуумирования стали большой емкости / С.Д. Зинченко // – М.: Наука и технологии. Электрометаллургия №4. –2005. – с. 17-21.
12. Борисов, В.Т. О связи коэффициентов диффузии с энергией границ зерен /В.Т.Борисов, В.М.Голиков, Г.В.Щербединский //– Физика металлов и металловедение т. 17, вып. 6, – 1964. – с. 881-905.
13. Пятакова Л.Л. Вопрос о возможности перераспределения бора, входящего в состав твердого раствора, в процессе охлаждения перегретого аустенита /Л.Л.Пятакова, Л.С.Ляхович//– Физика металлов и металловедение, Т.27 вып. 3, –1968. – с. 484-488.
14. Tivellier D. Микроструктура низколегированных боровых сталей /Tivellier D., Metrepier P., Trico P. // - Научные мемуары журнала Металлургии, v. 75, № 10, – 1998. – с. 559-569.

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата

22.03.02.2021.314.00.00 ПЗ ВКР

Лист

69