

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации  
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение  
высшего образования

«Южно-Уральский государственный университет  
(национальный исследовательский университет)»

Кафедра Техники, технологии и строительства

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ

Заведующий кафедрой

к.т.н., доцент

\_\_\_\_\_ К.М.Виноградов

\_\_\_\_\_ 2020 г.

Разработка технологии производства стали 10ХСНД с использованием  
разливки на МНЛЗ

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА К ВЫПУСКНОЙ  
КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ  
ЮУрГУ – 22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР

Консультант

Расчетная часть

к.т.н., доцент

\_\_\_\_\_ С.А.Меденков

\_\_\_\_\_ 2020 г.

Руководитель проекта

к.т.н., доцент

\_\_\_\_\_ С.А. Меденков

\_\_\_\_\_ 2020 г.

Автор проекта

студент группы ДО-475

\_\_\_\_\_ М.К.Климин

\_\_\_\_\_ 2020 г.

Нормоконтролер

преподаватель

\_\_\_\_\_ О.С. Микерина

\_\_\_\_\_ 2020 г.

## АННОТАЦИЯ

Климин М.К. Разработка технологии производства стали 10ХСНД с использованием разливки МНЛЗ – Челябинск: ЮУрГУ, кафедра техники, технологий и строительства; 2020, 77 с., 36 таблиц, 4 ил., библиогр. список – 30 наим., 6 прил., 6 листов чертежей ф. А1

Цель данной работы - рассмотреть способы выплавки полупродукта в дуговой сталеплавильной печи, с целью получить, после внепечной обработки на агрегате «Ковш-печь», сталь марки 10ХСНД в ЭСПЦ – 2 на ПАО «Ашинский метзавод». Всего в пояснительной записке: 6 разделов, 77 страница, 36 таблиц, 4 рисунка, библиографический список.

В данной работе представлены: назначение сплава, технология выплавки, оборудование и сырье для производства заданной марки, используемые огнеупорные материалы.

Целью технологической части работы является Разработка технологии производства стали 10ХСНД с использованием разливки на МНЛЗ

В работе также рассмотрены вопросы безопасности труда, освещение, виды производственного освещения, его влияние на деятельность человека.

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разраб.</i>	<i>Климин.</i>				Разработка технологии производства стали 10ХСНД с использованием разливки на МНЛЗ	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Провер.</i>	<i>Меденков</i>					6	76	
<i>Рецензент</i>						<i>ЮУрГУ кафедра ТТС</i>		
<i>Н. Контр.</i>	<i>Микерина</i>							
<i>Утверд.</i>	<i>Виноградов.</i>							

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ .....	7
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ .....	9
1.1 Описание стали .....	10
1.2 Назначение выплавляемой стали .....	11
1.3 Описание технологии выплавки сплава 10ХСНД .....	13
1.4 Выбор оборудования для выплавки .....	23
1.5 Сырьевые материалы для выплавки стали марки 10ХСНД .....	24
1.6 Контроль качества продукции .....	25
2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ .....	27
2.1 Технологические параметры выплавки .....	27
2.2 Материальный баланс плавки .....	28
2.3 Тепловой расчет печи .....	56
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА.....	66
3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства .....	66
3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения: химическая неоднородность .....	66
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ .....	70
5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА .....	72
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ .....	73
6.1 Общие требования охраны труда .....	73
6.2 Анализ опасных производственных факторов .....	74
6.3 Анализ вредных производственных факторов .....	76
6.4 Освещение, виды производственного освещения, его влияние на деятельность человека .....	77
ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....	79
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК .....	80

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		7

## ВВЕДЕНИЕ

На мировом рынке, в условиях современной конкуренции черной металлургии, главным условием существования и получения хорошей прибыли на Ашинском метзаводе является применение инновационных технологий в производстве, которые помогут снизить себестоимость и поднять качество.

В связи с этим в 2004 г началась поэтапная реконструкция мартеновского цеха с последующим выходом на современный технологический уровень. В 2007 г было пущено отделение непрерывной разливки стали, в которое вошли агрегат «ковш-печь» и слябовая МНЛЗ. Строительством электросталеплавильного цеха было завершено в 2010 г. В здании нового электросталеплавильного цеха установлена дуговая сталеплавильная печь (ДСП-120 + «CONSTEEL») с конвейерной загрузкой металлошихты.

Современная технология производства стали в дуговой сталеплавильной печи позволяет существенно снизить себестоимость производимой продукции. Внепечная обработка в установке ковш-печь позволяет получать металл высокого качества. Использование современных технологий при разливке стали на машине непрерывного литья заготовки также позволяет повысить качество и снизить себестоимость производимой заготовки.

Для выпуска 970 тыс.т жидкой стали в ЭСПЦ – 2 установлено следующее оборудование:

Выплавляется сталь в ДСП-120 фирмы «Danieli», которая работает на 100 % твердого скрапа. Благодаря системе «CONSTEEL» загрузка скрапа в печь осуществляется непрерывно. Погорев скрапа осуществляется при его транспортировке отходящими газами от печи.

Преимущества данной технологии (выплавка стали в ДСП с непрерывной загрузкой скрапа) – выплавка стали современным способом, который позволяет механизировать и автоматизировать все технологические операции, поднять производительность примерно в 3 раза;

КПД ДСП в двое выше чем у мартеновской, а это колоссальная экономия энергоресурсов;

– в несколько раз уменьшаются вредные выбросы в атмосферу;

– применение зонта над ДСП и зонта над АКП (вместо фонаря) позволяет уловить неорганизованные выбросы от АКП и от печи при завалке и выпуске плавки и отправить их на газоочистку;

– технология «CONSTEEL» значительно экономит электроэнергию. Кроме того постоянная загрузка металлолома в печь не большими порциями не дает больших скачков в электросети печного трансформатора, что позволяет установить более простые и дешевые фильтровальнокомпенсационные устройства в сети 35 кВ.

Чтобы переработать 970 тыс. т. жидкой стали, на ПАО «Ашинский метзавод» встала острая необходимость следующего этапа реконструкции – реконструкция ЛПЦ – 1.

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
						8
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

В настоящее время основная доля (50 %) производимого проката в ЛПЦ – 1 на стане «2850» – это листы из стали 3сп, остальная часть проката составляют такие марки стали как 09Г2С, сталь 45, 30ХГСА, 65Г, 10ХСНД и др. Толстолистовой прокат широко экспортируют в ближнее и дальнее зарубежье. Это листы производимые из марок S235JR, S235JRG2, S235J2G3, RSt 37-2, S355J2G3, S355JR и др.

Марка стали 10ХСНД относится к конструкционным низколегированным материалам. Сталь 10ХСНД – хромокремненикелевая с медью.

Применяется в строительстве и машиностроении, при изготовлении сварных металлоконструкций и некоторых деталей, к которым предъявляются требования высокой прочности и коррозионной стойкости с определенным ограничением массы и возможности работать при перепадах температур от – 70°С до + 450°С, и деталей, которые могут работать под высоким давлением в сосудах при перепаде температур от – 40°С до + 400°С.

Цель данной работы - рассмотреть способы выплавки полупродукта в дуговой сталеплавильной печи, с целью получить, после внепечной обработки на агрегате «Ковш-печь», сталь марки 10ХСНД в ЭСПЦ – 2 на ПАО «Ашинский метзавод».

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие задачи: определить назначение сплава, технологию выплавки, обосновать оборудование и сырье для производства заданной марки, используемые огнеупорные материалы, рассмотреть вопросы безопасности труда, освещения, видов производственного освещения, его влияние на деятельность человека.

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		9

# 1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

## 1.1 Описание стали

Марка: 10ХСНД (заменители: 16Г2АФ)

Класс: Сталь конструкционная низколегированная для сварных конструкций

Вид поставки: сортовой прокат, в том числе фасонный: ГОСТ 19282-73, ГОСТ 2590-2006, ГОСТ 2591-2006, ГОСТ 8239-89, ГОСТ 8240-97, ГОСТ 6713-91, ГОСТ 535-2005, ГОСТ 5521-93, ГОСТ 8509-93, ГОСТ 8510-86. Лист толстый ГОСТ 19282 -73, ГОСТ 19903-74, ГОСТ 5521-93, ГОСТ 6713-91. Лист тонкий ГОСТ 17066-94, ГОСТ 19903-74, ГОСТ 19904-90, ГОСТ 5521-93. Полоса ГОСТ 19281-89, ГОСТ 82-70, ГОСТ 103-2006, ГОСТ 6713-91, ГОСТ 14637-89, ГОСТ 19282-73, ГОСТ 5521-93. Поковки и кованые заготовки ГОСТ 1133-71. Трубы ОСТ 14-21-77.

Использование в промышленности: элементы сварных металлоконструкций и различные детали, к которым предъявляются требования повышенной прочности и коррозионной стойкости с ограничением массы и работающие при температуре от  $-70$  до  $450$  °С,

Таблица 1.1 – Химический состав стали 10ХСНД (ГОСТ 19281-89), (в %)

Fe	C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Cu
До 96	До 0,12	0,8 – 1,1	0,5 – 0,8	0,5 – 0,8	$\leq 0,04$	$\leq 0,035$	0,6 – 0,9	0,4 – 0,6

Таблица 1.2 – Механические свойства стали 10ХСНД

Термообработка, состояние поставки	Сечение, мм	$\sigma_{0,2}$ , МПа	$\sigma_B$ , МПа	$\delta_5$ , %
Сортовой и фасонный прокат	$< 15$	390	530	19
Сортовой и фасонный прокат	10 – 32	390	530	19
Листы и полосы в состоянии поставки (образцы поперечные)	$< 32$	390	530	19
Листы горячекатаные	2 – 3,9	–	530	15

Таблица 1.3 – Коррозионные свойства стали 10ХСНД

Среда	Глубина, мм/год
Морская вода	0,0435 – 0,0573
Грунт	До 0,0179
Воздух	До 0,0608

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
						10
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 1.4 – Технологические свойства стали 10ХСНД

Свариваемость	Сваривается без ограничений. Способы сварки: РДС, АДС под флюсом и газовой защитой, ЭШС.
Склонность к отпускной способности	Малосклонна
Флокеночувствительность	Не чувствительна

Таблица 1.5 – Ударная вязкость стали 40, КСУ, Дж/см<sup>2</sup>

Состояние поставки, термообработка	– 40	– 40 (КСУ)	– 70 (КСУ)	– 70
Сортовой и фасонный прокат сечением 5 – 10 мм		39	34	
Сортовой и фасонный прокат сечением 10 – 20 мм		29	29	
Сортовой и фасонный прокат сечением 20 – 32 мм		29		
Листы и полосы (образцы поперечные) сечением 5 – 10 мм	39			29
Листы и полосы (образцы поперечные) сечением 10 – 32 мм	29			29

Таблица 1.6 – Температура критических точек стали 10ХСНД

Критическая точка	°С
Ac1	730
Ac3	885
Ar3	803
Ar1	650

## 1.2 Назначение выплавляемого сплава

Особенности сварки 10ХСНД и низколегированных сталей: низколегированные стали относятся к разряду хорошо свариваемых. Однако наличие в них легирующих элементов обуславливает возможность появления закалочных структур в зоне термического влияния, что при неблагоприятном сочетании других факторов может вызвать уменьшение стойкости ее против холодных трещин. Легирующие элементы могут снизить также сопротивляемость швов горячим трещинам, усугубить или, напротив, ослабить последствия перегрева и склонность к хрупкому разрушению металла в зоне термического влияния и шве.[3]

Особые затруднения возникают при сварке термически улучшенных сталей, которые разупрочняются в различных участках зоны термического влияния.

										Лист
										11
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР					

Наибольшие трудности при сварке сталей этого класса связаны с получением требуемой ударной вязкости металла шва и зоны термического влияния вблизи границы сплавления. Низкая стойкость против хрупкого разрушения низколегированных сталей, подвергнутых перегреву при электрошлаковой сварке, может явиться следствием значительного укрупнения аустенитного зерна и внутризеренной структуры, образования видманштеттовой структуры и ферритных оторочек по границам зерен, повышенной хрупкости ферритной основы металла, развития высокотемпературной химической неоднородности, перераспределения и выделения по границам зерен карбидов или легкоплавких сульфидных включений в виде плен и строчек.

Подобные же причины вызывают снижение стойкости против хрупкого разрушения металла шва. В противоположность металлу зоны термического влияния, который под влиянием сварочного нагрева претерпевает  $\alpha - \gamma - \alpha$  превращение, в металле шва происходит только превращение  $\gamma - \alpha$ . Это обстоятельство, а также крупнозернистость строения металла шва вызывают заметную его химическую неоднородность, в особенности по наиболее ликвирующим примесям стали-сере, фосфору, углероду.

Электрошлаковому способу сварки присуще рафинирующее действие. Исключительно чистым оказывается шов по оксидным включениям, столь типичным для всех способов дуговой сварки. Что касается сульфидов и фосфидов, их общее количество невелико. На свойства шва при электрошлаковой сварке основное влияние оказывает не столько количество этих включений, сколько выделение сульфидов в виде пленок по границам зерен, в особенности в области оси шва, и внутрикристаллическая ликвация фосфора, обогащающего участки феррита, совпадающие с границами первичных кристаллитов.

Распределение неметаллических включений в металле шва в значительной степени определяется направленностью роста кристаллитов, зависящей, в свою очередь, от режимов сварки. С увеличением скорости сварки (скорости подачи проволоки) и глубины металлической ванны количество сульфидов, отесненных коси шва растущими под тупым углом кристаллитами, увеличивается, а ударная вязкость металла шва понижается.

Уменьшают сопротивляемость хрупким разрушениям газы - кислород и азот, находящиеся в твердом растворе, и повышенная плотность дислокаций в металле шва.

В соединениях из большинства низколегированных сталей ударная вязкость металла шва и зоны термического влияния вблизи границы сплавления в участках перегрева и твердо-жидкого состояния при комнатной температуре в состоянии после сварки или после отпуска обычно удовлетворяет требованиям соответствующих технических условий. При более низких температурах ударная вязкость этих участков зачастую низка. По этим причинам выбор технологии электрошлаковой сварки и последующей термообработки во многом определяется условиями эксплуатации конструкции и стойкостью низколегированной стали и металла шва в сварном соединении против хрупкого разрушения.

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		12



Существует ряд возможностей для получения соединений с высокими свойствами. Они состоят в выборе материалов с высокой стойкостью против перегрева при электрошлаковой сварке, рациональной термообработки, режимов и технологических приемов сварки. Задача технолога состоит в оценке сопротивляемости хрупкому разрушению металла шва и свариваемой стали в зоне термического влияния и определении применительно к конкретным конструкциям и условиям их эксплуатации рациональных методов повышения свойств соединений.

Легирование стали оказывает решающее влияние на стойкость ее против перегрева при электрошлаковой сварке. При рациональном легировании стали она может оказаться столь высокой, что требования по ударной вязкости металла вблизи границы сплавления удовлетворяются уже после высокого отпуска, без применения улучшающей высокотемпературной термообработки - нормализации.

### 1.3 Технологическая схема производства

Сталь в дуговой печи выплавляется по двум вариантам:

– с завалкой металлошихты на "болото" (40 – 50 т металла предыдущей плавки);

– с завалкой металлошихты на "сухую" подину, очищенную от остатков шлака и металла от предыдущей плавки. Проводятся: после холодного ремонта подины в течение первых двух плавов подряд. При превышении температуры подины в одной из нескольких замеряемых точек более чем 300°C. По указанию старшего мастера печного участка с целью контроля за состоянием футеровки подины печи.

Плавку стали производят с «болотом».[18]

Выплавка полупродукта производится при удовлетворительном твердом состоянии подины и откосов, с защитным гарнисажем на водоохлаждаемых панелях стен и свода, с хорошо очищенным и засыпанным эркерным отверстием, целыми электродами, при исправном состоянии и надежной работе охлаждающей системы, механизмов, электроаппаратуры и газоочистки. После холодного ремонта стен выплавляется две плавки стали общего назначения. После замены подины выплавляется 3 плавки стали общего назначения по специально утвержденному начальником цеха электрическому режиму.

Подготовка печи к завалке лома осуществляется в следующей последовательности: перед завалкой бадьи электроды выставляются на полный подъем и, по достижению верхнего концевого выключателя, автоматически блокируются в безопасном положении. Производится открытие свода печи. Предварительно необходимо отсоединить систему дымоотсоса, осуществить подъем и поворот свода и закрыть дверцу шлаковой летки. После выгрузки лома из бадьи (корзины), [20] поправить лом внутри печного пространства, используя

бадью. Затем закрыть свод и подать напряжение на электроды. Произвести опускание электродов в автоматическом режиме. После расплавления "болота" начинается ввод лома в печь при помощи системы непрерывной загрузки

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		13

Consteel. Масса загруженного лома контролируется при помощи системы взвешивания, установленной на платформе печи. Выпуск первых двух плавков осуществлять «насухо», с обязательным контролем состояния подины и откосов и их заправкой. После выпуска предыдущей плавки производится удаление остатков шлака и настывшей из канала эркера и торца концевой втулки эркерного выпуска. Отверстие снизу плотно заделывается каолиновой ватой на высоту от 250 до 300 мм, после чего эркер закрывается затвором.[1] Далее отверстие засыпается массой марки TheramerFill 226 до образования «горки» над уровнем футеровки подины.

Для заправки подины печи применяется торкрет-масса JEGUN. После выпуска металла печь наклоняют в сторону рабочей площадки для осмотра футеровки мастером и сталеваром с целью общей оценки состояния откосов, подины и выявления на ней остатков металла и шлака. Одновременно оценивается состояние свода и стен. Остатки металла с подины нужно удаляют повторным наклоном печи в сторону слива металла ( операция выполняется после заделки эркерного отверстия). Остатки не удаленного металла необходимо заморозить в эркерной зоне печи. При выдувке кислородом остатков металла с подины необходимо обрез трубки держать на расстоянии от 150 до 200 мм от поверхности металла (определяется визуально), при этом для более полного удаления металла из углублений в подине до 100 мм глубиной рекомендуется давать под струю кислорода небольшие порции магнезитового порошка. Количество порошка определяется мастером (старшим мастером), порошок дается вручную – лопатой. При углублении подины более 100 мм и наличии в углублении остатков жидкого металла, в металл опускается специальная сляба с целью намораживания остатков металла. После выдержки и намораживания металла на слябу (определяется визуально) производится удаление слябы с замороженным металлом. После оценки состояния подины производится ремонт подины. Заправка подины и откосов производится механизированным способом. Допускается заправка вручную. Углубление ванны производить под руководством старшего мастера присадками кварцитового песка, кварцита или порошка ферросилиция.

Горячий ремонт подины проводить по мере необходимости в местах локального износа подины методом подсыпки ремонтных масс согласно ТИ 123-Э-02-2011. После заправки подины, откосов и завалки шихты при необходимости производить частичный ремонт стен (подварка) массами согласно ТИ 123- Э-02-2011. Порог рабочего окна должен быть заправлен до уровня, обеспечивающего сход шлака во время окислительной продувки. При работе на «болоте» общий износ футеровки подины контролируют не реже одного раза в смену путем измерений с помощью шомпола, изогнутого на конце под углом 90 ° (по визуальной оценке) и рулетки, а также по показаниям теплоприборов в зонах ванны. Шомполом прощупывают всю площадь подины.[8] В случае нарушения твердости подины или обнаружения углублений, принимают меры к сливу плавки «насухо» и производят ремонт подины.

Дно бады должно быть наполнено слоем легковесного лома без воды или масла; дробленый очищенный лом может использоваться вплоть до 10 % от общего объема завалки. Данный слой действует в виде подушки для обеспечения защиты огнеупорного пода печи от возможных повреждений из-за тяжеловесных кусков скрапа. А также является неким уплотнением, предотвращающим потери

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
						14
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

через дно бадьи мелкого лома.

Следующий слой должен содержать самые тяжелые (большие) куски лома вплоть до 15 % от загрузки бадьи во избежание поломки электродов при падении лома во время плавления. На поверхность тяжеловесного лома добавляют науглероживающий материал, материал для образования шлака (известь, известняк и доломит), которые должны быть расположены вблизи стен бадьи вне области распада электродов. Следующий слой лома должен составлять основной объем веса шихты. Это слой лома среднего веса для защиты футеровки и водоохлаждаемых панелей от теплоизлучения дуги. Последний слой – это легковесный лом малого размера, необходимый для облегчения дугового зажигания и выравнивания дуги.

Плавку шихтуют из расчёта получения в металле после расплавления значений массовых долей химических элементов не выше заданных в марке стали.

Основные требования к шихтовым материалам: масса тяжеловесных отходов (обрези) в составе общей массы завалки должна быть не более 50 %. Во избежание риска взрыва следует загружать сухой скрап (без масла, воды) и не использовать герметизированные контейнеры. Куски скрапа не должны превышать по длине 1,5 м, по ширине 0,5 м и по высоте 0,5 м (по массе максимум ~ 1,5 т). В состав шихты может вводиться никель, медь, молибден на нижний предел марочного состава, а также отходы, легированные никелем, медью и молибденом. Шихтовку плавки по массовой доле углерода производят чугуном (твердым) или коксом (антрацитом). Отходы производства и лом, содержащие медь, никель и другие легирующие элементы складировются и хранятся отдельно по группам и сортам и использовать в завалку только при выплавке марок стали, легированных этими элементами.[2] Общая масса металлошихты должна составлять от 125 до 135 т (без учета остатка жидкого металла в печи от предыдущей плавки). При шихтовке плавки загрузка металлошихты производится загрузочной бадьей и с конвейера. Часть шлакообразующих материалов (2 – 3 т) вводить вместе с металлоломом в загрузочную бадью, остальное количество – в печь по ходу плавки порциями массой от 150 до 250 кг. Общий расход извести должен составлять от 5,0 до 6,0 т на плавку. Допускается вместо извести использовать в завалку от 2,5 до 3,0 т известняка. В этом случае расход извести в ДСП (через свод) должен составлять от 2,5 до 3,5 т. При отсутствии чугуна в металлошихте масса вводимой в печь (загружаемой сверху или вдуваемой через инжектора) коксовой мелочи или углеродсодержащего материала должна составлять не менее 1000 – 1200 кг.

Процесс завалки и подвалки металлошихты в печь осуществлять в следующем порядке. Перед опусканием корзины с ломом в печь полностью закрывают рабочее окно и шлаковую летку печи. Корзина с металлошихтой опускается так, чтобы ребро жесткости челюстных затворов находилось в створе верхнего среза каркаса электропечи. По команде сталевара крановщиком производится медленное раскрытие корзины. После того, как на подину просыплется первая порция металлошихты массой от 1 до 3 т, корзину медленно поднимают вверх до полного раскрытия челюстных затворов с одновременным освобождением ее от металлолома. Нахождение персонала на рабочей площадке перед печью во время завалки не допускается.

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
						15
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Ферросплавы, предназначенные для присадки в жидкий металл, должны быть прокалены в нагревательной печи докрасна не менее 20 минут.

Продолжительность времени от конца прокалики (сушки) до использования ферросплавов, как правило, не должна превышать 8 часов.

Порошки, применяемые для раскисления шлака, должны иметь фракцию: ферросилиций, силикокальций и алюминий – не более 2 мм, кокс – не более 1 мм.

Твердые окислители – железорудные окатыши, железная руда (в дальнейшем – окатыши) перед использованием должны быть прокалены в нагревательной печи докрасна в течение не менее 20 мин. Газообразный кислород, применяемый для продувки металла в печи, должен содержать не более 0,8 г/м<sup>3</sup> влаги.

Шлакообразующие, применяемые для рафинирования, должны быть прокалены в нагревательных печах докрасна и иметь размер кусков не более 150 мм.

После завалки металлошихты свод переводят в рабочее положение и сталевар производит включение печи в соответствии с утверждённым электрическим режимом. Сразу после включения печи, включают в установленном режиме стеновые комбинированные фурмы-горелки. После расплавления первой загрузки до определенной степени подают лом, чугун, ГБЖ, углеродсодержащие материалы фракцией 5 – 20 мм через отверстие Consteel, расположенное на боковой стене ДСП. Шлакообразующие материалы (известь, плавиковый шпат, глиноземсодержащие материалы) подают посредством системы перемещения материалов через свод.[9] Объем подаваемого лома регулируется за счет компьютерной программы в зависимости от потребляемой мощности, доступной электрической и химической энергии, а также температуры ванны. Данная программа учитывает также объем вводимого углеродсодержащего материала фракцией 0,1 – 3 мм (далее УСМ) и извести или известняка. В случае недостаточной пенности шлака или чрезмерной подачи лома необходимо: сократить интенсивность подачи лома; увеличить мощность; увеличить объем шлака путем добавления УСМ (образование пены). Ввиду низкого уровня металла в печи на этом этапе, а также с целью получения заданного химического состава шлака, вместе с ломом добавляют известь, доломит и УСМ.

Кислород используют для формирования пенистого шлака. Пенистый шлак сохраняют для обеспечения защиты водоохлаждаемых панелей и огнеупорной футеровки, сокращения расхода электроэнергии и времени работы под током.

Скрап подают до определенной степени в соответствии с доступной мощностью. Как только достигнуто примерно 85 – 90% общей загрузки, автоматически начинается процесс доводки плавки, электроэнергия уменьшается примерно на 10 – 15%, интенсивность подачи скрапа также уменьшается для обеспечения увеличения температуры в ванне жидкой стали до получения температуры для выпуска плавки.

За 5 – 8 минут до выпуска печь отклоняют не более чем на 2 градуса в сторону шлаковой летки для скачивания шлака. Когда скачивание шлака завершено, наклоняют печь обратно в горизонтальное положение. Отбирают пробу металла и шлака для проверки химического состава. Интенсивность вдувания кислорода и регулируются для того, чтобы достичь температуры выпуска.

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
						16
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Для повышения температуры ванны до уровня не менее 1620°C замедляют ход конвейеров. Температура металла перед выпуском корректируется в зависимости от количества отдаваемых материалов в ковш. Сталь-ковш подготавливается и перемещается в положение для выпуска плавки. Температура футеровки сталь-ковша должна быть не менее 1000°C за 10 минут до выпуска. Ферросплавы для выпуска должны быть подготовлены основываясь на результат химического анализа пробы, взятой после скачивания шлака. При необходимости увеличения окончательной температуры ванны можно уменьшить скорость конвейера до минимума. Необходимо, чтобы соединяющая тележка в этот период двигалась. Измеряют температуру ванны, чтобы убедиться в том, что температура выпуска достигнута. После достижения температуры выпуска кислородную и углеродную фурмы отключают. Несущие электрододержатели поднимают до «половины хода» поворачивая управляющее устройство элетрододержателя в положение «быстрый подъём». Отодвигают соединяющую тележку. Как только соединяющая тележка начинает двигаться обратно, двигатель отключится автоматически. Гидравлический цилиндр останавливается автоматически, когда достигнет координаты отвода. Регулирование переключают с основного пульта управления на пульт поста управления выпуска. Сообщают оператору пульта управления выпуска о том, тележка готова к выпуску.

Как только с пульта управления получено сообщение о том, что всё готово к выпуску, начинают процедуру:

- убедившись, что сталь-ковш правильно расположен под печью и включена донная продувка аргоном. Он не должен быть непосредственно центрирован к выпускному отверстию, должен находиться немного впереди;

- убедившись, что ферросплавы готовы для разгрузки в сталь-ковш;

- убедившись, что пульт управления для выпуска включён и соответствует настроенным значениям выпуска;

- наклоняют печь на сторону выпуска, останавливают приблизительно на четырёх градусах. Это увеличивает объём стали над выпускным отверстием, который способствует выпуску стали без шлака. Если печь слишком наклонена, есть риск, что жидкая сталь может вступить в контакт с охлаждаемой водой панелью эркера;

- когда печь наклонена на немного более чем 2 градуса на сторону выпуска, буферы на стороне шлака должны автоматически передвинуться назад. Тем не менее до выпуска печи необходимо убедиться в том, что оба буфера печи передвинуты назад. Буферы должны быть передвинуты назад для того, чтобы дать возможность наклонить печь обратно в исходное положение, когда выпуск завершён;

- передвигают назад механизм блокировки эркера;

- открывают выпускное отверстие;

- после того, как сталь начинает течь в ковш, запускают систему загрузки ферросплавов, которые дозированы и готовы к загрузке;

- постепенно увеличить угол наклона печи для поддержания объёма жидкой стали над выпускным отверстием. При выпуске слегка изменяют положение ковша, так как угол наклона печи увеличивается;

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
						17
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

– поднимающийся уровень стали в ковше контролирует оператор визуально на пульте управления выпуском. Когда уровень стали достигнет необходимого уровня свободного борта, начинают обратный наклон.

Быстрая скорость возвращения в обратное положение способствует уменьшению объёма шлака, который проходит через выпускное отверстие, так как жидкое болото перемещается на сторону шлака.

Продолжают наклон обратно при нормальной скорости до тех пор, пока печь доходит до примерно 6 или 7 градусов на стороне шлака. После наполнения ковша до необходимой массы его вывозит сталевоз из-под печи для дальнейшей его транспортировки на АКП.

При выпуске полупродукта в ковш присаживать следующие материалы:

– алюминий из расчета содержания углерода в последней пробе согласно таблице 1.9:

– науглероживатель (УСМ, УМВК и т.п.) на нижний предел марочного состава (ориентировочное усвоение 70 %);

– ферросилиций (ФС 45, ФС 75) по расчету на нижний предел кремния в марке с учетом угара 30 %;

– ферро(силико)марганец (МnC12 или МnC17) по расчету на нижний предел марочного состава по марганцу с учетом угара 20 %.

– феррохром (ФХ 100А, ФХ 200А, ФХ 800А, ФХ 850А) но не более 1 т;

– 700 – 800 кг свежееобожженной извести;

– глиноземсодержащий материал (АШБ, СГГ и т.п.) из расчета введения 350 кг  $Al_2O_3$ .

При отсутствии материалов, содержащих  $Al_2O_3$  в ковш вместо глиноземсодержащего материала присаживают плавиковый шпат массой 250 – 300 кг.

Таблица 1.9 – Расчетное количество присаживаемого алюминия, кг

Массовая доля углерода в стали перед выпуском, %	Масса алюминия для присадки в ковш, кг
< 0,05	195
0,05 – 0,07	165
0,07 – 0,09	135
0,10 – 0,15	105
0,16 – 0,20	90
> 0,20	60

Температура металла перед выпуском и количество отданных материалов должны обеспечивать поступление металла на АКП со следующими параметрами:

Таблица 1.10 – Требования к полупродукту при поступлении на АКП для 10ХСНД

Содержание элементов в первой пробе на АКП, %				
C	S	P	Si	Mn
Не более 0,10	Не более 0,070	Не более 0,015	Не более 0,20	Не более 0,20

Для обеспечения максимального контакта металла и шлака во время и после выпуска осуществляют продувку аргоном через донную фурму сталь-ковша не менее 10 минут. По окончании продувки производят измерение температуры металла в ковше и отбирают пробу металла. Продолжительность транспортировки ковша с металлом от выпуска из ДСП до постановки его на стенд АКП должна быть не более 20 минут.

Устанавливается сталеvoz с ковшом в положение «под крышкой». Опускается свод на ковш, состыковав газоход с газоотводящим патрубком свода, создать разрежение в газоходе до начала обработки стали. Для открытия забитой, «закозлившейся» продувочной пробки разрешается кратковременная подача аргона с давлением 1,6 МПа. При нормальной работе пробки в автоматическом режиме, режимы подачи аргона согласуются с выбранным режимом нагрева (ступенью мощности) работы АКП, состоянием шлака и периодом обработки:

- расход аргона по периодам обработки стали на АКП может изменяться в зависимости от состояния продувочного узла;

- если во время нагрева наблюдается повышенный шум от электродов при неустойчивом горении дуг и значительных бросках напряжения, снижают расход аргона или переходят на более низкую ступень напряжения до наведения необходимого уровня шлака.

- визуальный контроль продувки проводят каждые 5 – 10 минут, особенно при работе на высоких ступенях нагрева, оголение зеркала металла должно составлять не более 0,5 м в диаметре.

Нагрев металла начинается с более низких ступеней мощности и переходит к более высоким ступеням после образования достаточно жидкоподвижного шлака. Для уменьшения прямого излучения от дуг на футеровку ковша и уменьшения износа футеровки дуга прикрывается шлаком. Прогревается металл в течение 5 – 8 мин. Производится первая стадия нагрева стали в ковше до полного расплавления и усреднения шлака.

Измеряют температуру металла, отбирают пробу металла и шлака. По результатам химического анализа определяют последующий режим обработки и производят доводку химического состава стали вводом ферросплавов, наведением рафинирующего шлака.

После получения заданного химического состава и температуры на АКП в ковш с металлом отдают 1 м<sup>3</sup> теплоизоляционной смеси марки ТИС-250ВД и передают в разливочный пролет. После обработки металла на АКП-100 ковш с металлом снимается со сталеvoза и передается на разливку, или стенд ожидания, с помощью крана.

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		19

Для марок стали с массовой долей углерода в готовом металле более 0,12 % используют углеродсодержащие материалы (фракции до 5 мм), присаживаемые на поверхность шлака равномерно по всему зеркалу шлака порциями от 10 до 50 кг в зависимости от заданной массовой доли углерода в выплавляемой марке стали.[17] Для раскисления шлака сталей с содержанием углерода в готовом металле менее 0,12 % используют гранулированный или дробленый алюминий, алюминий содержащий концентрат, либо алюмо-шлаковые брикеты.

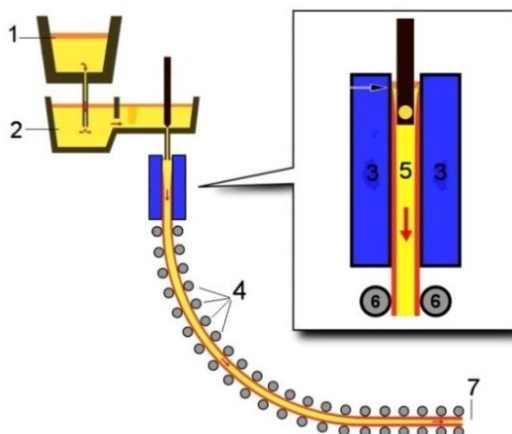


Рисунок 1.2 – Схема непрерывной разливки стали

Перед окончанием обработки плавки на АКП на МНЛЗ выполняют операции:

- проверяют готовность электросхем, гидросистем, аварийных систем;
- проверяют давление воды, сжатого воздуха, природного газа и кислорода, аргона;
- проверяют расходы воды на охлаждение кристаллизатора, узлов и механизмов МНЛЗ;
- проверить исправность работы пароотсоса;
- устанавливают рецепт разливки заданной марки стали и заданного сечения.

По команде старшего разливщика устанавливают сталеразливочный ковш с металлом на поворотный стенд МНЛЗ и убедившись в правильной установке ковша на стенде, освобождают его от грузозахватного устройства и производят подсоединение гидравлического цилиндра на шиберный затвор. Затем сталеразливочный ковш перемещают в положение разливки. После установки стального ковша в позицию разливки отключают горелки стенда разогрева промковша, снимают малую крышку и промковш вместе с погружным стаканом перемещают в положение разливки. Погружной стакан центрируют относительно кристаллизатора с помощью механизма юстировки установленного на тележке промковша. Допустимое отклонение относительно центра кристаллизатора не более 2 мм (оценка – визуально). Производят центровку шиберного затвора сталеразливочного ковша относительно приемного устройства промежуточного ковша.

Разливку стали начинают по команде мастера или старшего разливщика, для чего открывают шиберный затвор и приступают к заполнению металлом

						22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			20



промежуточного ковша с максимальной скоростью. После появления металла, оператор главного пульта объявляет по внутренней связи: "Металл в промежуточном ковше". После наполнения промежуточного ковша ~ 10т разливщик стали производит проверку работоспособности шиберного затвора сталеразливочного ковша на открытие и закрытие. После этого на зеркало металла присаживают ТИС марок GLUTINMH-B, GLUTINRS-10 в соотношении 1:1 с расходом 0,5 – 0,6 кг/т. После наполнения промежуточного ковша до 15 – 20 т опускают сталь-ковш до погружения защитной трубы в металл. Доводят уровень металла до рабочего 18 – 25 т и поддерживают его в течение всей разливки. Дальнейшую подачу ТИС производить по мере необходимости, не допуская оголения зеркала металла.[13]

Минимально-допустимый уровень металла в промковше при смене сталеразливочного ковша – 10 т. Расход аргона при этом должен находиться в пределах 30 – 50 Нл/мин при давлении 2 – 6 бар. В случае не поступления металла в промежуточный ковш выполнить следующие операции: 2 раза закрыть/открыть шиберный затвор.

По громкой связи оператор главного пульта МНЛЗ производит отсчет времени с начала наполнения кристаллизатора через каждые 30 секунд. При достижении уровня металла в кристаллизаторе выше выходных отверстий погружного стакана, проверяют работу стопора промковша. Затем в кристаллизатор подают ШОС (шлакообразующую смесь) равномерно по всему зеркалу металла.

Измерение температуры жидкой стали, в промежуточном ковше на МНЛЗ осуществляет разливщик стали, с помощью термопар марок ТС 360312, СЕ 36011290 или ПТПР-91-900. Первый замер температуры металла производят после достижения скорости разливки 0,60 м/мин.

Второй и последующие замеры температуры производят через каждые 20 т разлитой стали. Результаты замеров регистрируют в паспорте разливки. В зависимости от результата замера, марки разливаемой стали и сечения сляба, устанавливают рабочую скорость разливки.

Разница показаний температур воды на выходе и на входе в кристаллизатор (DT) по широким и узким стенкам должна быть 6 – 7,5°C. При увеличении DT более 7,5°C по команде оператора МНЛЗ энергетик должен увеличить расход воды на стенки кристаллизатора до достижения значения рабочего уровня DT. При увеличении DT более 12°C разливку прекратить. При разливке металла по мере расходования ШОС в кристаллизаторе ее новые порции равномерно рассыпают по поверхности металла до получения темного цвета засыпки. Расход смеси согласно плановым нормам расхода.

Во время слива последних порций металла промежуточный ковш приподнимают так, чтобы отверстия погружного стакана открылись на треть. Удаляют полностью шлак из кристаллизатора. После нажатия кнопки «окончание разливки» автоматически включается программа «ОПТИМИЗАЦИЯ РЕЗКИ», на ПУ МГР-1 с целью минимизации обрезки автоматически производится расчет оптимальной порезки и на мониторе выдаются варианты порезки. Оператор МГР-1 должен выбрать наиболее оптимальный вариант порезки и начать процесс. С

										Лист
										21
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР					

целью исключения ошибки программы «ОПТИМИЗАЦИЯ РЕЗКИ» оператор МГР-1 отрезку последнего сляба должен производить в ручном режиме.

Таблица 1.11 – Температурно-скоростные режимы разливки стали марки 10ХСНД

Параметры разливки металла				
Марка стали	10ХСНД			
Сечение сляба, мм	240 × 1600			
Рабочий интервал температур в п/к, °С	1526 – 1536			
Температура металла в с/к, °С	1560 – 1575			
Температура металла в п/к, °С	1521 – 1526	1527 – 1531	1532 – 1536	1536 и выше
Скорость разливки, м/мин*	0,85 – 0,80	0,80 – 0,70	0,70 – 0,60	не более 0,60
Примечание: * С увеличением температуры металла в проковше скорость разливки уменьшать.				

Таблица 1.12 – Распределение расхода воды по зонам ЗВО

Зоны	Распределение по зонам, %
Узкие грани (подбой)	3,36
Широкие грани (подбой)	10,64
Бендер, верх	32
Бендер, низ	23
Сегмент № 1 малый радиус	5,3
Сегмент № 1 большой радиус	5,7
Сегмент № 2, 3 малый радиус	5,1
Сегмент № 2, 3 большой радиус	5,9
Сегмент № 4, 5 малый радиус	2,2
Сегмент № 4, 5 большой радиус	2,8
Сегмент № 6, 7 малый радиус	0,8
Сегмент № 6, 7 большой радиус	1,2
Сегмент № 8,9,10 малый радиус	0,8
Сегмент № 8,9,10 большой радиус	1,2

## 1.4 Выбор оборудования для выплавки

Схема производства стали 10ХСНД в ЭСПЦ №2: производство полупродукта в основной ДСП-120, доводка стали до нужного химического состава и ее рафинирование на агрегате ковш-печь, разливка на одноручьевой слябовой машине непрерывного литья заготовки (см. рисунок 1.1).

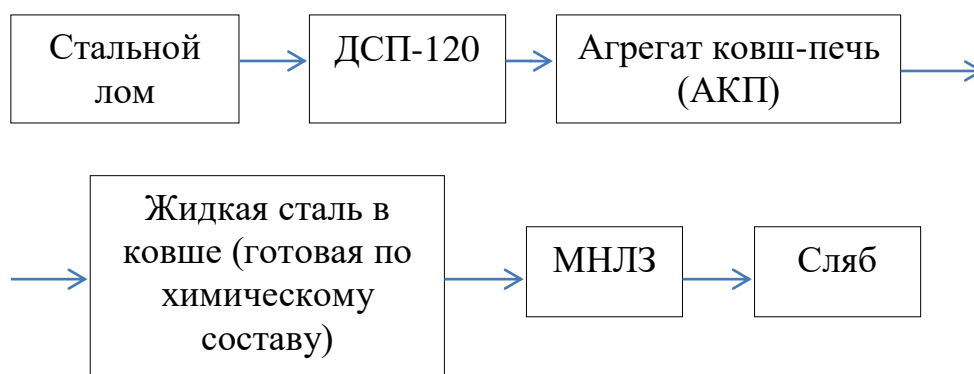


Рисунок 1.1 – Технологическая схема

Таблица 1.7 – Общие характеристики агрегата: дуговая электросталеплавильная печь (ДСП-120)

Тип печи	переменного тока с полной платформой
Загрузка скрапа	непрерывная загрузка – CONSTEEL
Выпуск жидкого металла	эркерный
Сталь на выпуске	120 т
Зеркало расплавленного металла	50 т
Диаметр кожуха	6800 мм
Внутренний диаметр панелей	6900 мм
Тип панелей	стальные и медные (нижние) трубы
Угол выпуска	20 °
Угол спуска шлака	– 15 °
Объем печи	148 м <sup>3</sup>
Тип электродных консолей	проводные
Диаметр распада электродов	1250 мм
Диаметр электрода	610 мм
Длина электрода	2700 мм
Емкость корзины для лома	85 м <sup>3</sup>

Таблица 1.8 – Основные технические данные существующей МНЛЗ

Количество ручьев, шт	1
Радиус разливочной дуги, м	8
Металлургическая длина машины, м	25,87
Размерный сортамент слябов: толщина, мм	180 – 240
ширина, мм	900 – 1600
минимальная длина, мм	4500
Скорость разливки	0,8 – 1,54 м/мин – для сляба толщиной 180 мм 0,7 – 1,05 м/мин – для сляба толщиной 240 мм
Емкость сталеразливочного ковша, т	110
Вес плавки, т	100
Цикл разливки, мин	50 – 60
Емкость промежуточного ковша, т	27 – 30
Кристаллизатор	прямой с изменением ширины и толщины
Механизм качания	гидравлический с сервоклапанами
Тип машины	радиальная с вертикальным участком
Резка заготовки	автоматическим агрегатом с газовым резаком

В сталеплавильном цехе имеется отделение непрерывной разливки стали со слябовой машиной непрерывного литья заготовок фирмы «STB».[27]

МНЛЗ оснащена подъемно-поворотным стандом с независимым подъемом кронштейнов для приема сталеразливочных ковшей и манипулятором для установки на них крышек.[21]

Разливка стали может осуществляться методом «плавка на плавку» полностью закрытой струей, то есть с применением защитной трубы, погружного стакана, с добавлением разливочного порошка и в защитной среде аргона.

### 1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки

В завалку одной плавки допускается использовать ограниченное количество следующих видов металлошихты:

- части и элементы боеприпасов, при наличии талона взрывобезопасности;
- пресс-пакеты и пресс-таблетки в сумме не более 10 тонн;
- габаритный мелкий скрап однородной фракции менее 100 мм, в виде орешка (после магнитной сепарации) не более 10 тонн. Остальное количество (для выполнения плана по расходу скрапа), догружать скрапом более крупных фракций (габаритных размеров);
- промасленные троса заваливать бадьей только на холодную подину ДСП.

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
						24
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Общая масса металлошихты должна составлять 130 – 140 тонн (без учёта остатка жидкого металла в печи от предыдущей плавки, который должен составлять 45 – 50 тонн). Вес заваленной металлошихты определять по показаниям системы взвешивания ДСП, которые отображаются на рабочей станции сталевара в графе "загружено скрапа". В случае некорректной работы системы взвешивания ДСП допускается, ориентируясь по результатам выпуска предыдущей плавки загружать менее 130 тонн или более 140 тонн металлошихты по показаниям системы взвешивания ДСП, при условии обеспечения веса жидкого металла в ковше после выпуска 115 – 120 тонн и остатка жидкого металла в ДСП 45 – 50 тонн.[25] В случае отказа или полного выхода из строя системы взвешивания ДСП, завалку лома производить, ориентируясь по времени загрузки из расчёта, что за 40 – 45 минут в ДСП через конвейер заваливается 130 – 140 тонн лома при нормальной плотности укладки на конвейер.[26]

Снижение уровня болота менее 45 тонн допускается:

- перед заправкой ДСП
- при выпуске "насухо".

С целью создания благоприятных условий для протекания реакций дефосфорации стали в первый период начала завалки в печь подается углеродосодержащий материал (УМВК) фракции 10 – 50 мм порциями со скоростью отдачи от 25 до 55 кг/мин. массой до 1000 кг. и известь порциями со скоростью 300 кг/мин до общей завалки металлошихты 65 тонн, общий расход извести в этот период должен составлять 3,0 – 4,0 тонн. С последующего периода завалки начиная с 85 до 160 тонн производится вдувание углеродосодержащего материала (УСМ) фракции 0 – 3 мм через 3 инжектирующих устройства со скоростью отдачи материала 15 – 25 кг/мин, с расходом до 2500 кг. Известь продолжает отдавать порциями со скоростью 100 – 200 кг/мин, обеспечивая общий расход от 5,5 до 7,5 тонн, который может корректироваться на основании результатов анализа металла и шлаков ДСП. Основность шлака должна быть на уровне 1,8 – 2,0.

К моменту полного расплавления отбирается проба металла, при этом температура металла должна быть в пределах 1540 – 1560°C. В случае получения неудовлетворительного химического состава стали по содержанию фосфора, в печь дополнительно присаживается до 500 кг известняка и 1000 – 1500 кг извести.

В случае неудовлетворительной работы углеродных инжекторов увеличить расход кускового углеродосодержащего материала (УМВК) не менее 1200 кг.

## 1.6 Контроль качества продукции

Контроль химического состава и температуры металла в ДСП.

Отбор проб металла производят пробоотборниками марок SAE 1200/900, SAE 1200/900 P6 или ПМ-39, ПН-10-900. Замер температуры металла выполняют разовыми термопарами марок ТС 360312, СЕ 36011290 или ПТПР-91-900. Первый замер температуры производят после полного расплавления металлошихты. Последний замер температуры производят не ранее чем за 3 мин до выпуска.

							22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				25

Промежуточный контроль температуры металла рекомендуется проводить через 10 – 15 мин работы под током (в зависимости ступени нагрева), через 1 – 2 мин после подъема электродов.

При отборе проб и замере температуры в ручном режиме:

- отбор проб стали и замер температуры вручную производят через 1 – 2 мин после разрыва электрической дуги;
- пробоотборник и термопреобразователь погружают в расплав стали на глубину 2/3 длины пробоотборника;
- время отбора проб – от 5 до 8 сек, время замера температуры – 5 сек;
- пробу охлаждают сжатым воздухом до потемнения, затем в воде до температуры, достаточной для последующего высыхания пробы.

Последнюю пробу отбирают не ранее, чем за 10 мин до выпуска плавки. При необходимости вместе с последней пробой отбирают стержневую пробу для определения газов. Проба металла не должна содержать шлак. В случае появления на пробе шлаковых включений, трещин и других дефектов – пробу бракуют и отбирают новую. Перед взятием пробы металла и шлака из печи прекращается подача кислорода, углеродсодержащего материала и шлакообразующих материалов.

Пробы металла на химический анализ после отбора и охлаждения подручный или сталевар передает по пневмопочте в лабораторию экспресс-анализа и сообщает лаборанту № плавки и № пробы.

Контроль качества при обработки металла на АКП.

В процессе обработки металла на АКП фиксируются и заносятся в плавильный журнал и паспорт плавки следующие параметры:

- дата, номер плавки, заданная марка стали;
- номер сталеразливочного ковша и стойкость его футеровки (количество плавков);
- высота свободного борта
- количество минут продувки пробки (на предыдущих плавках)
- количество минут продувки аргоном через донную пробку на данной плавке
- суммарное количество минут продувки на пробке (на предыдущих плавках плюс на данной плавке, по окончании обработки металла на АКП)
- давление аргона на пробку при обработке металла на АКП
- начало, окончание и общая продолжительность обработки (час: мин);
- вес ковша со сталью т;
- вес жидкой стали, т;
- температура металла по ходу обработки, °С;
- расход аргона, за обработку (м<sup>3</sup>);
- вид и количество присаживаемых материалов;
- количество теплоизолирующей смеси;
- химический состав металла по ходу обработки;
- расход электроэнергии, кВт час/т;
- фамилия, имя, отчество мастера смены и сталевара.

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
						26
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## 2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

### 2.1 Расчет технологических параметров выплавки

Энергоемкость оборудования.

Диаметр электрода:

$$d_{\text{Э}} = \sqrt{\frac{4 \cdot I^2}{\pi \cdot i}} \quad (40)$$

где  $d_{\text{Э}}$  – диаметр электрода, мм;

$I$  – максимальный ток, А;

$i$  – допустимая плотность тока, А/см<sup>2</sup>.

Для современных графитированных электродов  $i = 30 - 35$  А/см<sup>2</sup>.

Принимаю  $I = 30$  кА

$$d_{\text{Э}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 30^2}{3,14 \cdot 30}} = 0,6 \text{ м}$$

Выбираю стандартный электрод  $d_{\text{Э}} = 610$  мм.

Диаметра распада электрода выбирается с учетом необходимости быть достаточным для размещения электрододержателей без замыкания при перемещении электродов и при условии необходимой прочности центральной части свода. Он равен:

$$d_{\text{P}} = (2,5 - 3,5)$$

$$d_{\text{P}} = 3 \cdot 610 = 1830 \text{ мм}$$

### 2.2 Материальный баланс плавки

Рассчитаем материальный баланс выплавки стали в ДСП-120 с непрерывной загрузкой шихты Consteel.

Химический состав стали марки 15ХСНД представлен в таблице 2.1.[29]

Таблица 2.1 – Химический состав стали марки 15ХСНД по ГОСТ 19281-2014, %

C	Si	Mn	Cr	S	P	Ni	Cu	V
0,12	0,40	0,40	0,60	не более	не более	0,30	0,20	не более
0,18	0,70	0,70	0,90	0,035	0,030	0,60	0,40	0,12

Конструкционная низкоуглеродистая легированная сталь, предназначенная для изготовления элементов сварных металлоконструкций и различных деталей,

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
						27
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

к которым предъявляются требования повышенной прочности и коррозионной стойкости с ограничением массы и работающих при температуре от – 70 до 450°С.

Примерный химический состав полупродукта представлен в таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Примерный химический состав полупродукта в ковше, %

C	Si	Mn	Cr	S	P	Ni	Cu
0,10	0,01	0,20	0,05	0,070	0,005	0,45	0,35

Химический состав шихтовых материалов представлен в таблице 2.3.

Таблица 2.3 – Химический состав шихтовых материалов, %

Материал	Содержание элементов в шихте								
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Fe
А4	0,20	0,30	0,45	0,020	0,030	0,10	0,15	0,15	98,6
Чугун	4,10	0,75	0,35	0,060	0,020	–	–	0,10	94,62

Расчет производим на 150 000 кг шихты. Содержание компонентов в шихте (шихтовка плавки) представлено в таблице 2.4. Химический состав шлакообразующих материалов, используемых в процессе выплавки представлен в таблице 2.3.

Таблица 2.4 – Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов				
		C	Si	Mn	P	S
А4	100 000	200,000	300,000	450,000	20,000	30,000
Чугун	20 000	820,000	150,000	70,000	12,000	4,000
Металл от предыдущей плавки	30 000	15,000	3,000	15,000	1,500	15,000
Итого	150 000	1 035,000	453,000	535,000	33,500	49,000
Итого, %	100	0,690	0,302	0,357	0,022	0,033

продолжение таблицы 2.4

Материал	Масса	Содержание элементов			
		Cr	Ni	Cu	Fe
А4	100 000	100,000	150,000	150,000	98 600,000
Чугун	20 000	–	–	20,000	18 924,000



окончание таблицы 2.4

Металл от предыдущей плавки	30 000	30,000	45,000	45,000	29 830,500
Итого	150 000	130,000	195,000	215,000	147 354,500
Итого, %	100	0,087	0,130	0,143	98,236

Таблица 2.5 – Химический состав шлакообразующих материалов, %

Материал	Содержание компонентов							
	CaO	MgO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	CO <sub>2</sub>
Известь	86,00	4,60	6,00	2,30	0,70	0,10	0,10	0,20
Магнезиальный материал	5,00	85,00	6,00	3,00	1,00	–	–	–

Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов (таблица 2.6), входящих в таблицу 2.4. Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 2.7.

Таблица 2.6 – Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавления, %

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Fe
Общий	20,0	45,0	20,0	50,0	0,0	20,0	1,5	0,0	6,8
В шлак	0,0	100,0	100,0	100,0	0,0	80,0	0,0	0,0	20,0
В улет	100,0	0,0	0,0	0,0	0,0	20,0	100,0	0,0	80,0

Таблица 2.7 – Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	C	Si	Mn	P	S
Исходное содержание	1035,000	453,000	535,000	33,500	49,000
Угар элемента	207,000	203,850	107,000	16,750	–
Масса элемента в расплаве	828,000	249,150	428,000	16,750	49,000
Содержание элемента в расплаве, %	0,594	0,179	0,307	0,012	0,035

продолжение таблицы 2.7

Элемент	Cr	Ni	Cu	Fe	Итого
Исходное содержание	130,000	195,000	215,000	147 354,500	150 000,000
Угар элемента	26,000	2,925	–	10 020,106	10 583,631
Масса элемента в расплаве	104,000	192,075	215,000	137 334,394	139 416,369
Содержание элемента в расплаве, %	0,075	0,138	0,154	98,507	100,000

Определение кислорода, необходимого для окисления элементов шихты. [22]  
Окисление углерода происходит по реакции:



Расчет количества кислорода необходимого для окисления элементов определяем по формуле:

$$m_{O_2}(i) = \frac{m_i}{\nu_i \cdot \mu_i} \cdot \nu_{O_2} \cdot \mu_{O_2}, \text{ кг}, \quad (2)$$

где  $m_i$  – масса окисляющегося элемента  $i$ , кг;

$\nu_i, \nu_{O_2}$  – стехиометрический коэффициент элемента  $i$  и кислорода;

$\mu_i$  – молекулярная масса элемента  $i$ ;

$\mu_{O_2}$  – молекулярная масса кислорода.

Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле:

$$m_{i_xj_y} = \frac{m_i}{\nu_i \cdot \mu_i} \cdot \nu_{i_xj_y} \cdot \mu_{i_xj_y}, \text{ кг}, \quad (3)$$

где  $\nu_{i_xj_y}$  – стехиометрический коэффициент оксида;

$\mu_{i_xj_y}$  – молекулярная масса оксида.

Потребуется кислорода на окисление углерода:

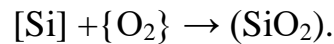
$$m_{O_2}(C) = \frac{m_C}{\mu_C} \cdot \frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2} = \frac{207}{1 \cdot 12} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 276,000 \text{ кг};$$

						22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			30

образуется {CO}

$$m_{\{CO\}} = \frac{m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{207}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 483,000 \text{ кг.}$$

Окисление кремния происходит по реакции:



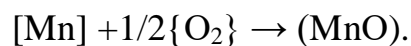
Потребуется кислорода на окисление кремния:

$$m_{O_2}(Si) = \frac{203,85}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 32 = 232,971 \text{ кг;}$$

образуется (SiO<sub>2</sub>)

$$m_{(SiO_2)} = \frac{203,85}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 436,821 \text{ кг.}$$

Окисление марганца происходит по реакции:



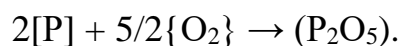
Потребуется кислорода на окисление марганца:

$$m_{O_2}(Mn) = \frac{107}{1 \cdot 55} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 31,127 \text{ кг;}$$

образуется (MnO)

$$m_{(MnO)} = \frac{107}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 138,127 \text{ кг.}$$

Окисление фосфора происходит по реакции



Потребуется кислорода на окисление фосфора

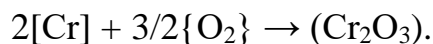
$$m_{O_2}(P_2) = \frac{16,75}{2 \cdot 31} \cdot \frac{5}{2} \cdot 32 = 21,613 \text{ кг;}$$

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		31

образуется (P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>)

$$m_{(P_2O_2)} = \frac{16,75}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 38,363 \text{ кг.}$$

Окисление хрома происходит по реакции:



Потребуется кислорода на окисление хрома:

$$m_{O_2}(Cr) = \frac{26}{2 \cdot 52} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 12,000 \text{ кг;}$$

образуется (Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>)

$$m_{(Cr_2O_3)} = \frac{26}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 38,000 \text{ кг.}$$

При этом переходит в шлак:

$$38,000 \cdot 0,8 = 30,400 \text{ кг,}$$

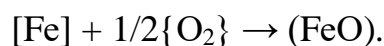
С газами теряется:

$$38,000 \cdot 0,2 = 7,600 \text{ кг.}$$

Считаем, что во время плавления в зоне электрических дуг испаряется 1,5 % никеля, имевшегося в шихте. Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 2,925 кг.[6]

Принимаем, что 12 % железа окисляется до (FeO), а 88 % – до (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) (причем 3 % (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) переходит в шлак, а остальное в печную атмосферу).

Окисление железа происходит по реакции:



Масса железа окислившегося до (FeO):

$$m_{[Fe]} = \frac{10020,106 \cdot 12}{100} = 1202,413 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		32

Потребуется кислорода на окисление железа до (FeO):

$$m_{O_2}(Fe_1) = \frac{1202,413}{2 \cdot 56} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 171,773 \text{ кг};$$

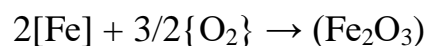
образуется (FeO)

$$m_{(FeO)} = \frac{1202,413}{1 \cdot 56} \cdot 1 \cdot 72 = 1545,980 \text{ кг.}$$

Масса железа окислившегося до (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>):

$$m_{[Fe]} = 10020,106 - 1202,413 = 8817,693 \text{ кг.}$$

Окисление железа происходит по следующей реакции:



Потребуется кислорода на окисление железа до (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>):

$$m_{O_2}(Fe_2) = \frac{8817,693}{2 \cdot 56} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 3779,011 \text{ кг};$$

образуется (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>)

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{8817,693}{2 \cdot 56} \cdot 1 \cdot 160 = 12596,705 \text{ кг}$$

Из них в шлак переходит:

$$12596,705 \cdot 0,03 = 377,901 \text{ кг,}$$

С газами теряется:

$$12596,705 - 377,901 = 12218,804 \text{ кг.}$$

Суммарный расход кислорода на окисление элементов составит:

$$M_{O_2} = \sum_{i=0}^n m_{O_2}(i) = 4524,496 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		33

Содержание растворенного в расплаве кислорода составит (по формуле Ойкса Г. Н.):

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot [C]}{[C]}, \quad (4)$$

где [O], [C] – содержание кислорода и углерода в металле, %.

Тогда

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,594}{0,594} = 0,012 \%$$

Содержание кислорода в металле составит:

$$m_{[O]} = \frac{[O]}{100} \cdot m_{Me} = \frac{0,012}{100} \cdot 139416,369 = 16,730 \text{ кг.}$$

С учетом кислорода, растворенного в металле, ожидаемый массовый и процентный состав металла (по расплавлению шихты) представлен в таблице 2.8.

Таблица 2.8 – Состав металла по расплавлению шихты

Элемент	C	Si	Mn	P	S
Содержание, кг	828,000	249,150	428,000	16,750	49,000
Содержание, %	0,594	0,179	0,307	0,012	0,035

продолжение таблицы 2.8

Элемент	O	Cr	Ni	Cu	Fe	Итого
Содержание, кг	16,730	104,000	192,075	215,000	137 334,394	139433,099
Содержание, %	0,012	0,075	0,138	0,154	98,495	100,000

Принимаем, что после выпуска предыдущей плавки в ванне остается шлак. Тогда шлак предыдущей плавки внесет компоненты указанные в таблице 2.9.

Таблица 2.9 – Шлак предыдущей плавки, кг

CaO	MgO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MnO	S	Итого
1594,5	135,1	872,3	62,5	216,7	78,3	52,8	145,1	11,8	3169,1

Таблица 2.10 – Поступившие оксиды в шлак из металла, кг

SiO <sub>2</sub>	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Итого
436,821	138,127	38,363	38,000	1545,960	377,901	2575,172

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР				Лист
									34
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					

Поступление в шлак с известью 3000 кг:

$$m_{(CaO)} = \frac{m_{ИЗВ}}{100} \cdot (CaO) = \frac{3000}{100} \cdot 86 = 2580 \text{ кг,}$$

$$m_{(MgO)} = \frac{m_{ИЗВ}}{100} \cdot (MgO) = \frac{3000}{100} \cdot 4,6 = 138 \text{ кг,}$$

$$m_{(SiO_2)} = \frac{3000}{100} \cdot 6 = 180 \text{ кг,}$$

$$m_{(Al_2O_3)} = \frac{3000}{100} \cdot 2,3 = 69 \text{ кг,}$$

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{3000}{100} \cdot 0,7 = 21 \text{ кг,}$$

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{3000}{100} \cdot 0,1 = 3 \text{ кг,}$$

$$m_{(S)} = \frac{3000}{100} \cdot 0,1 = 3 \text{ кг,}$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{3000}{100} \cdot 0,2 = 6 \text{ кг.}$$

Поступит в шлак с магниальным материалом 1000 кг:

$$m_{(CaO)} = \frac{m_{МАГН.МАТ.}}{100} \cdot (CaO) = \frac{1000}{100} \cdot 5 = 50 \text{ кг,}$$

$$m_{(MgO)} = \frac{1000}{100} \cdot 85 = 850 \text{ кг,}$$

$$m_{(SiO_2)} = \frac{1000}{100} \cdot 6 = 60 \text{ кг,}$$

$$m_{(Al_2O_3)} = \frac{3000}{100} \cdot 3 = 30 \text{ кг,}$$

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{3000}{100} \cdot 1 = 10 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		35

Количество и состав шлака периода плавления представлены в таблице 2.11.  
Таблица 2.11 – Количество и состав шлака периода плавления, кг

Компонент	Шлак. предыд. плавки	Поступило из металла	Известь	Магnez. материал	Итого, кг	Итого, %
CaO	1594,5	–	2580	50	4224,500	43,380
MgO	135,1	–	138	850	1123,100	11,533
SiO <sub>2</sub>	872,3	436,821	180	60	1549,121	15,908
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	62,5	–	69	30	161,500	1,658
FeO	216,7	1545,959	–	–	1762,659	18,100
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	78,3	377,901	21	10	487,201	5,003
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	52,8	38,363	3	–	94,163	0,967
MnO	145,1	138,127	–	–	283,227	2,908
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	–	38,000	–	–	38,000	0,390
S	11,8	–	3	–	14,800	0,152
Итого	3169,1	3575,172	2994	1000	9738,272	100

Основность шлака по окончании периода плавления:

$$B = \frac{m_{CaO}}{m_{SiO_2}} = \frac{4224,500}{1549,121} = 2,73.$$

Из опыта известно, что примерно 30 % элементов окисляются кислородом (FeO), а остальные 70 % – газообразным кислородом, вдуваемым в жидкий металл.[10]

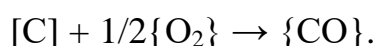
К концу окислительного периода в металле должно остаться углерода 0,10 %. Тогда останется в металле углерода:

$$m_C = \frac{0,10}{100} \cdot 139433,099 = 139,433 \text{ кг.}$$

За окислительный период должно окислиться:

$$828,000 - 139,433 = 688,567 \text{ кг.}$$

Окисление газообразным кислородом происходит по реакции:



						22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			36



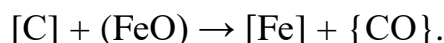
Количество кислорода, необходимого для окисления элементов, определяем по формуле (2):

$$m_{O_2}(C) = \frac{0,7 \cdot 688,567}{1 \cdot 12} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 642,662 \text{ кг};$$

образуется {CO}, определяем по формуле (3):

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot 688,567}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 1124,659 \text{ кг}.$$

Окисление углерода оксидом железа (FeO) происходит по реакции:



Тогда количество оксида необходимого для окисления элемента составит:

$$m_{(FeO)}(i) = \frac{0,3 \cdot m_i}{\nu_i \cdot \mu_i} \cdot \nu_{FeO} \cdot \mu_{i_xj_y}, \text{ кг} \quad (5)$$

где 0,3 – доля элемента, окисляющегося за счет (FeO);

$m_i, \mu_i$  – масса и молекулярная масса элемента;

$\mu_{FeO}$  – молекулярная масса (FeO).

Количество оксида, образующегося в результате окисления оксидом (FeO), находим по формуле:

$$m_{i_xj_y} = \frac{0,3 \cdot m_i}{\nu_i \cdot \mu_i} \cdot \nu_{i_xj_y} \cdot \mu_{i_xj_y}, \text{ кг} \quad (6)$$

где  $\mu_{i_xj_y}$  – молекулярная масса оксида.

Тогда количество (FeO), необходимого для окисления углерода,

$$m_{FeO}(C) = \frac{0,3 \cdot 688,567}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 72 = 1239,420 \text{ кг};$$

образуется {CO}

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,3 \cdot 688,567}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 481,997 \text{ кг}.$$

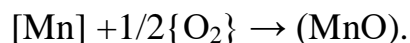
К концу периода должно остаться марганца 0,20 % или 278,866 кг.

Тогда окисляется марганца за период:

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		37

$$428,000 - 278,866 = 149,134 \text{ кг.}$$

Окисление марганца происходит по реакции:



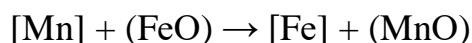
Потребуется кислорода на окисление марганца:

$$m_{\text{O}_2}(\text{Mn}) = \frac{0,7 \cdot 149,134}{1 \cdot 55} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 30,369 \text{ кг;}$$

образуется (Mn)

$$m_{(\text{MnO})} = \frac{0,7 \cdot 149,134}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 134,763 \text{ кг.}$$

Окисление марганца оксидом железа (FeO) происходит по реакции:



Количество (FeO), необходимое для окисления марганца:

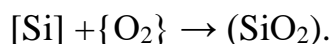
$$m_{\text{FeO}}(\text{Mn}) = \frac{0,3 \cdot 149,134}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 72 = 58,569 \text{ кг;}$$

образуется (MnO)

$$m_{(\text{MnO})} = \frac{0,3 \cdot 149,134}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 57,755 \text{ кг.}$$

К концу периода должно остаться кремния 0,01 % или 13,943 кг. Тогда окислится кремния за период  $249,150 - 13,943 = 235,207$  кг.

Окисление кремния происходит по реакции:



Потребуется кислорода на окисление кремния:

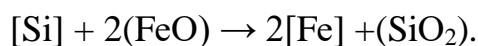
$$m_{\text{O}_2}(\text{Si}) = \frac{0,7 \cdot 235,207}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 32 = 188,165 \text{ кг;}$$

образуется (SiO<sub>2</sub>)

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
						38
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$m_{(SiO_2)} = \frac{0,7 \cdot 235,207}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 352,810 \text{ кг.}$$

Окисление оксидом железа (FeO) происходит по реакции:



Количество (FeO), необходимого для окисления кремния:

$$m_{FeO}(Si) = \frac{0,3 \cdot 235,207}{1 \cdot 28} \cdot 2 \cdot 72 = 362,890 \text{ кг;}$$

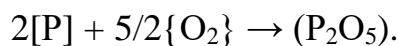
образуется (SiO<sub>2</sub>)

$$m_{(SiO_2)} = \frac{0,3 \cdot 235,207}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 151,204 \text{ кг.}$$

К концу периода фосфора останется 0,005 % или 6,972 кг.  
Тогда окислится фосфора за период:

$$16,750 - 6,972 = 9,778 \text{ кг.}$$

Окисление фосфора происходит по реакции:



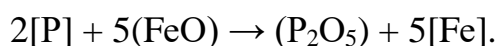
Потребуется кислорода на окисление фосфора:

$$m_{O_2}(P) = \frac{0,7 \cdot 9,778}{2 \cdot 31} \cdot \frac{5}{2} \cdot 32 = 8,832 \text{ кг;}$$

образуется (P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>)

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{0,7 \cdot 9,778}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 15,677 \text{ кг.}$$

Окисление фосфора оксидом железа (FeO) происходит по реакции:



Количество (FeO), необходимого для окисления фосфора:

$$m_{FeO}(P) = \frac{0,3 \cdot 9,778}{2 \cdot 31} \cdot 5 \cdot 72 = 17,033 \text{ кг;}$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР

Лист

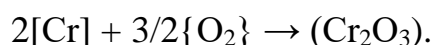
39

образуется ( $P_2O_5$ )

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{0,3 \cdot 9,778}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 6,719 \text{ кг.}$$

К концу периода останется хрома 0,05 % или 69,717 кг. Тогда окислится хрома за период  $104,000 - 69,717 = 34,283$  кг.

Окисление хрома происходит по реакции:



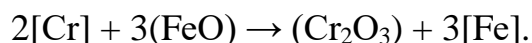
Потребуется кислорода на окисление хрома:

$$m_{O_2}(Cr) = \frac{0,7 \cdot 34,283}{2 \cdot 52} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 11,076 \text{ кг;}$$

образуется ( $Cr_2O_3$ )

$$m_{(Cr_2O_3)} = \frac{0,7 \cdot 34,283}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 35,075 \text{ кг.}$$

Окисление хрома оксидом железа ( $FeO$ ) происходит по реакции:



Количество ( $FeO$ ), необходимого для окисления фосфора:

$$m_{FeO}(Cr) = \frac{0,3 \cdot 34,283}{2 \cdot 52} \cdot 3 \cdot 72 = 21,361 \text{ кг;}$$

образуется ( $Cr_2O_3$ )

$$m_{(Cr_2O_3)} = \frac{0,3 \cdot 34,283}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 15,032 \text{ кг.}$$

Принимаем, что никель и медь в окислительный период из металла не удаляются.

Тогда суммарное количество кислорода, необходимого для окисления элементов:

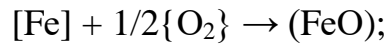
$$M_{O_2} = \sum_{i=1}^n m_{O_2}(i) = 881,105 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
						40
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Общее количество закиси железа для окисления элементов

$$M_{(FeO)} = \sum_{i=1}^n m_{(FeO)}(i) = 1699,274 \text{ кг.}$$

Для получения такого количества (FeO) потребуется кислорода



$$m_{O_2} = \frac{M_{(FeO)}}{\mu_{FeO}} \cdot \frac{1}{2} \mu_{O_2} = \frac{1699,274}{72} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 377,616 \text{ кг.}$$

При этом потребуется железа

$$m_{[Fe]} = \frac{M_{(FeO)}}{\mu_{FeO}} \cdot \mu_{Fe} = \frac{1699,274}{72} \cdot 56 = 1321,658 \text{ кг.}$$

Содержание кислорода в металле к концу окислительного периода определяем по формуле (4):

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,10}{0,10} = 0,041 \text{ \%}.$$

В конце периода плавления содержание кислорода в металле было 0,012 %. Следовательно, необходимо повысить его содержание на 0,029 % или

$$m_{[O]} = \frac{0,029}{100} \cdot 139433,099 = 40,436 \text{ кг.}$$

Количество кислорода, необходимого в окислительный период,

$$m_{O_2} = 881,105 + 377,616 + 40,436 = 1299,157 \text{ кг.}$$

Принимаем окисленность шлака периода окисления в 10 %. Величина отношения количества железа, содержащегося в компонентах шлака (FeO) и (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>), равна 2.

Тогда процентное содержание железа в шлаке от (FeO):

$$FeO_{(FeO)} = \frac{\mu_{Fe}}{\mu_{FeO}} \cdot 10\% = \frac{56}{72} \cdot 10\% = 7,778 \text{ \%},$$

а процентное содержание железа в шлаке от (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>):

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		41

$$Fe_{(Fe_2O_3)} = \frac{Fe_{(FeO)}}{2} = \frac{7,778}{2} = 3,889 \%$$

Следовательно, в шлаке окислительного периода содержится:

$$(Fe_2O_3) = \frac{\mu_{Fe_2O_3}}{2 \cdot \mu_{Fe}} \cdot Fe_{(Fe_2O_3)}, \quad (7)$$

где  $Fe_{(Fe_2O_3)}$  – содержание оксида в шлаке, %.

Тогда по формуле (7) содержание  $(Fe_2O_3)$  в шлаке:

$$(Fe_2O_3) = \frac{160}{2 \cdot 56} \cdot 3,889 = 5,556 \%$$

Массу оксидов железа в шлаке окислительного периода найдем по формулам:

$$m_{(FeO)} = \frac{(FeO)}{100} \cdot m_{шл}, \quad (8)$$

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{(Fe_2O_3)}{100} \cdot m_{шл}, \quad (9)$$

где  $(FeO)$ ,  $(Fe_2O_3)$  – содержание оксидов в шлаке, %.

После скачивания шлака периода плавления в ванне его осталось 20 % или 1947,654 кг. Тогда шлак периода плавления внесет (таблица 11):

$$CaO - \frac{43,380}{100} \cdot 1947,654 = 844,900 \text{ кг,}$$

$$MgO - \frac{11,533}{100} \cdot 1947,654 = 224,620 \text{ кг,}$$

$$SiO_2 - \frac{15,908}{100} \cdot 1947,654 = 309,824 \text{ кг,}$$

$$Al_2O_3 - \frac{1,658}{100} \cdot 1947,654 = 32,300 \text{ кг,}$$

$$FeO - \frac{18,100}{100} \cdot 1947,654 = 352,532 \text{ кг,}$$

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		42

$$Fe_2O_3 - \frac{5,003}{100} \cdot 1947,654 = 97,440 \text{ кг,}$$

$$P_2O_5 - \frac{0,967}{100} \cdot 1947,654 = 18,833 \text{ кг,}$$

$$MnO - \frac{2,908}{100} \cdot 1947,654 = 56,645 \text{ кг,}$$

$$Cr_2O_3 - \frac{0,390}{100} \cdot 1947,654 = 7,600 \text{ кг,}$$

$$S - \frac{0,152}{100} \cdot 1947,654 = 2,960 \text{ кг.}$$

Итого: 1947,654 кг.

Количество оксидов поступивших в шлак из металла за период окисления указано в таблице 2.12.

Таблица 2.12 – Оксиды поступившие в шлак из металла, кг

MnO	SiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Итого
192,519	504,016	22,396	50,107	769,825

Новый шлак наводится присадкой извести. Для удаления фосфора из металла необходима основность шлака  $B = 2,5...3$  (но по ТИ 123-Э-01-2015  $B = 1,8...2,0$ ). Принимая,  $B = 2$ , получим:

$$B = \frac{m_{(CaO),п.шл} + m_{(CaO),изв}}{m_{(SiO_2),п.шл} + m_{(SiO_2),изв}} = 2,$$

где  $m_{(CaO),п.шл}$ ,  $m_{(SiO_2),п.шл}$  – содержание (CaO) и (SiO<sub>2</sub>) в первом шлаке, кг;

$m_{(CaO),изв}$ ,  $m_{(SiO_2),изв}$  – содержание (CaO) и (SiO<sub>2</sub>) в извести, кг.

Отсюда следует, что масса извести:

$$m_{изв} = \frac{2 \cdot m_{(SiO_2),п.шл} - m_{(CaO),п.шл}}{\frac{CaO_{изв}}{100} - 2 \cdot \frac{SiO_2_{изв}}{100}}, \text{ кг} \quad (10)$$

где  $CaO_{изв}$ ,  $SiO_2_{изв}$  – содержание CaO и SiO<sub>2</sub> в извести, %.

Тогда масса извести по формуле (10):

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		43

$$m_{\text{изв}} = \frac{2 \cdot 813,839 - 844,900}{\frac{86}{100} - 2 \cdot \frac{6}{100}} = 1057,807 \text{ кг.}$$

Принимаем количество извести 1060 кг.

Известь внесет в шлак:

$$CaO - \frac{86,0}{100} \cdot 1060 = 911,600 \text{ кг,}$$

$$MgO - \frac{4,6}{100} \cdot 1060 = 48,760 \text{ кг,}$$

$$SiO_2 - \frac{6,0}{100} \cdot 1060 = 63,600 \text{ кг,}$$

$$Al_2O_3 - \frac{2,3}{100} \cdot 1060 = 24,380 \text{ кг,}$$

$$Fe_2O_3 - \frac{0,7}{100} \cdot 1060 = 7,420 \text{ кг,}$$

$$P_2O_5 - \frac{0,1}{100} \cdot 1060 = 1,060 \text{ кг,}$$

$$S - \frac{0,1}{100} \cdot 1060 = 1,060 \text{ кг.}$$

Итого: 1057,880 кг.

при этом образуется:

$$CO_2 - \frac{0,2}{100} \cdot 1060 = 2,120 \text{ кг.}$$

Общая масса шлака без оксидов железа:

$$1497,682 + 769,825 + 1050,460 = 3317,967 \text{ кг.}$$

Суммарное количество шлака найдем по формуле:

$$m_{\text{шл}} = \frac{m'_{\text{шл}}}{1 - \frac{(Fe_2O_3) + (FeO)}{100}} \quad (11)$$

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		44



где  $m'_{\text{шл}}$  – масса шлага без оксидов железа, кг;  
(FeO), (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) – содержание оксидов в шлаке, %.

Тогда по формуле (11):

$$m_{\text{шл}} = \frac{3317,967}{1 - \frac{5,556 + 10}{100}} = 3929,172 \text{ кг.}$$

Массы оксидов железа по формулам (8), (9):

$$m_{(\text{FeO})} = \frac{10}{100} \cdot 3929,172 = 374,947 \text{ кг,}$$

$$m_{(\text{Fe}_2\text{O}_3)} = \frac{5,556}{100} \cdot 3929,172 = 207,320 \text{ кг.}$$

Сопоставим эти данные с поступлением железа в шлак в окислительный период.

Из шлага периода плавления поступает: (FeO) – 352,532 кг, (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) – 97,440 кг.

Из извести поступает: (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) – 7,420 кг.

Итого: (FeO) – 352,532 кг, (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) – 104,860 кг. Следовательно, необходимо добавить оксидов железа в количестве: (FeO) – 40,385, (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) – 113,427.

Для этого потребуется кислорода на образование (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>):

$$m_{\text{O}_2} = \frac{m_{(\text{Fe}_2\text{O}_3)}}{\mu_{\text{Fe}_2\text{O}_3}} \cdot \frac{3}{2} \cdot \mu_{\text{O}_2} = \frac{113,427}{160} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 40,205 \text{ кг,}$$

потребуется кислорода на образование (FeO)

$$m_{\text{O}_2} = \frac{m_{(\text{FeO})}}{\mu_{\text{FeO}}} \cdot \frac{1}{2} \cdot \mu_{\text{O}_2} = \frac{40,385}{72} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 17,949 \text{ кг.}$$

Потребуется железа на образование (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>):

$$m_{[\text{Fe}]} = \frac{m_{(\text{Fe}_2\text{O}_3)}}{\mu_{\text{Fe}_2\text{O}_3}} \cdot 2 \cdot \mu_{\text{Fe}} = \frac{113,427}{160} \cdot 2 \cdot 56 = 79,399 \text{ кг,}$$

потребуется железа на образование (FeO)

$$m_{[\text{Fe}]} = \frac{m_{(\text{FeO})}}{\mu_{\text{FeO}}} \cdot \mu_{\text{Fe}} = \frac{40,385}{72} \cdot 56 = 31,411 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45

Количество и состав шлака окислительного периода представлен в таблице 2.13.

Таблица 2.13 – Количество и состав шлака окислительного периода, кг

Компонент	Шлак периода плавления	Поступит из металла	Поступит из извести	Итого	Итого, %
CaO	844,900	–	911,600	1756,500	44,713
MgO	224,620	–	48,760	273,380	6,959
SiO <sub>2</sub>	309,824	504,014	63,600	877,439	22,336
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	32,300	–	24,380	56,680	1,443
FeO	352,532	40,385	–	392,917	10,002
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	97,440	113,427	7,420	218,287	5,557
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	18,833	22,396	1,060	42,288	1,076
MnO	56,645	192,518	–	249,164	6,343
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	7,600	50,107	–	57,707	1,469
S	2,960	–	1,060	4,020	0,102
Итого	1947,654	922,847	1057,880	3928,381	100,000

Определение состава металла окислительного периода.

Содержание кислорода, растворенного в металле в конце окислительного периода:

$$m_{[O]} = \frac{0,041}{100} \cdot 139433,099 = 57,168 \text{ кг.}$$

Количество и состав металла в конце окислительного периода представлен в таблице 2.14.

Таблица 2.14 – Количество и состав металла в конце окислительного периода

Содержание в металле	Элементы					
	C	Si	Mn	P	S	O
кг	139,433	13,943	278,866	6,972	49,000	57,168
%	0,101	0,010	0,202	0,005	0,035	0,041

продолжение таблицы 2.14

Содержание в металле	Элементы				Итого
	Cr	Ni	Cu	Fe	
кг	69,717	192,075	215,000	137223,584	138245,758
%	0,050	0,139	0,156	99,261	100,000

Определение количества и состава газов в периоды плавления и окисления.

Общее количество {CO} составляет 2089,656 кг.

									Лист
									46
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					

22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР

За время плавки расходуется 1,3 кг/т электродов. В период плавления расход составит 75 %, а в окислительный период 25 %. В электроде содержание углерода составляет 99 %, тогда окисляется углерода:

$$m_C = \frac{1,3 \cdot 150}{100} \cdot 99 = 193,050 \text{ кг.}$$

Принимаем, что 70 % углерода окисляется до {CO}, а 30 % – до {CO<sub>2</sub>}. Тогда образуется:

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{0,7 \cdot 193,05}{12} \cdot 28 = 315,315 \text{ кг;}$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0,3 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{0,3 \cdot 193,05}{12} \cdot 44 = 212,355 \text{ кг.}$$

Количество кислорода, необходимого для окисления углерода, составит:

$$m_{O_2} = m_{CO} - m_C = 315,315 - 193,05 \cdot 0,7 = 180,180 \text{ кг;}$$

$$m_{O_2} = m_{CO_2} - m_C = 212,355 - 193,05 \cdot 0,3 = 154,440 \text{ кг.}$$

Итого, масса кислорода на окисление углерода равна 334,620 кг.

Общее количество требуемого кислорода за два периода составит 6216,428 кг.

Принимаем, что 2 % или 124,329 кг кислорода приходится на кислород воздуха.

Объем кислорода в воздухе

$$V_{O_2} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \cdot 124,329 = 87,030 \text{ м}^3.$$

Количество сопутствующего азота находим из условия, что объемное содержание кислорода в воздухе равно 21 %, тогда:

$$V_N = \frac{100 - 21}{21} \cdot V_{O_2} = 327,400 \text{ м}^3.$$

Массовое содержание кислорода в воздухе 23 %, тогда

$$m_N = \frac{100 - 23}{23} \cdot m_{O_2} = 416,232 \text{ кг.}$$

Объем и масса воздуха:

$$V_B = V_{O_2} + V_N = 87,030 + 327,400 = 414,430 \text{ м}^3;$$

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		47

$$m_{\text{в}} = m_{\text{O}_2} + m_{\text{N}} = 124,329 + 416,232 = 540,561 \text{ кг.}$$

Количество необходимого газообразного кислорода определяется при условии, что коэффициент его использования  $k_{\text{исп}} = 0,85$

$$m_{\text{O}_2} = \frac{100 - 2}{100} \cdot \frac{6211,177}{k_{\text{исп}}} = 7167,176 \text{ кг.}$$

Количество технического кислорода определяем из условия, что содержание кислорода в нем 99,9 %:

$$m_{\text{O}_2, \text{тех}} = \frac{7167,176}{99,9} \cdot 100 = 7174,350 \text{ кг;}$$

$$V_{\text{O}_2, \text{тех}} = \frac{22,4}{\mu_{\text{O}_2}} \cdot m_{\text{O}_2, \text{тех}} = 5022,045 \text{ м}^3.$$

С кислородом вносится азота  $7168,290 - 7161,122 = 7,168 \text{ кг.}$

При нагреве извести выделяется  $\{\text{CO}_2\}$  7,900 кг.

Определим количество влаги, вносимой воздухом из следующих условий:  
 $t_{\text{в}} = 20 \text{ }^\circ\text{C}$ ,  $p_{\text{в}} = 760 \text{ мм. рт. ст.}$ ,  $f = 0,7$ ,  $E = 17,5 \text{ мм. рт. ст.}$

Влажность атмосферного воздуха:

$$V_{\text{влаж.в}} = V_{\text{в}} \cdot \frac{273 + t_{\text{в}}}{273} \cdot \frac{p_{\text{в}}}{p_{\text{в}} - E \cdot f} = 414,430 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{760}{760 - 0,7 \cdot 17,5} = 452,078 \text{ м}^3.$$

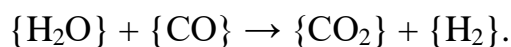
Количество водяного пара в  $1 \text{ м}^3$  атмосферного воздуха:

$$p_{\text{в.пара}} = 0,29 \cdot \frac{E \cdot f}{273} = 0,29 \cdot \frac{17,5 \cdot 0,7}{273} = 0,013 \text{ кг/м}^3.$$

Масса влаги

$$m_{\text{вл}} = V_{\text{влаж.в}} \cdot p_{\text{в.пара}} = 452,078 \cdot 0,013 = 5,877 \text{ кг.}$$

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		48

$$m_{\{H_2\}} = \frac{m_{\text{в.л.}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{H_2} = \frac{5,877}{18} \cdot 2 = 0,653 \text{ кг,}$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{m_{\text{в.л.}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{5,877}{18} \cdot 44 = 14,366 \text{ кг.}$$

Для этого необходима окись углерода в количестве:

$$m_{\{CO\}} = \frac{m_{\text{в.л.}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{CO} = \frac{5,877}{18} \cdot 28 = 9,142 \text{ кг.}$$

Принимаем, что 15 % газообразного кислорода, израсходованного в периоды плавления и окисления, ушло в атмосферу печи, т. е.

$$m_{O_2} = \frac{15}{100} \cdot 7167,176 = 1075,076 \text{ кг.}$$

Этот кислород вступит в реакцию с CO, в результате образуется углекислый газ:

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{1075,076}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 2956,460 \text{ кг.}$$

Массовый и процентный состав газов за два периода представлен в таблице 2.15.

Таблица 2.15 – Состав газов за два периода

Содержание газов	CO	CO <sub>2</sub>	H <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>	Итого
кг	514,445	3191,301	0,653	423,406	4129,806
м <sup>3</sup>	411,556	1624,662	7,314	338,725	2382,257
%	12,457	77,275	0,016	10,252	100,000

Таким образом, приходные и расходные статьи материального баланса имеют вид указанный в таблице 2.16.

Таблица 2.16 – Материальный баланс

Израсходовано, кг		Получено, кг	
А4	100 000	Металл	138 245,758
Чугун	20 000	Шлак	11 718,999
Металл предыдущей плавки	30 000	Газы	4 129,806
Известь	4060	Пыли	12 229,329

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
						49
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Продолжение таблицы 2.16

Магнезиальный материал	1000	в том числе: Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> Ni Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12 218,804 2,925 7,600
Электроды	195		
Воздух	546,438		
Кислород	7 167,176		
Шлак предыдущей плавки	3 169,100		
Итого	166 137,713	Итого	166 323,891

Невязка:

$$\frac{166323,891 - 166137,713}{166323,891} \cdot 100 \% = 0,11 \%$$

Выход жидкой стали:

$$y = \frac{138245,758}{150000} = 0,92.$$

Составим баланс обработки в печи-ковше стали марки 10ХСНД. Дополнительное техническое условие: для гарантии выполнения требования заказчика по технологической пластичности и механическим свойствам (повышенное относительное сужение и ударная вязкость) необходимо иметь в стали не более 0,015 % серы.

Пользуясь справочными данными, находим химический состав стали 10ХСНД и делаем поправку на допустимое содержание серы (таблица 2.17).

Таблица 2.17 – Химический состав готовой стали, масс. %

Химический элемент	C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Cu
Содержание	0,12 – 0,18	0,4 – 0,7	0,4 – 0,7	0,3 – 0,6	≤ 0,04	≤ 0,035	0,6 – 0,9	0,2 – 0,4

\* С учетом требований заказчика

Состав жидкого полупродукта, полученного в ДСП, приведен в таблице 2.18.

Таблица 2.18 – Состав жидкой стали полупродукта, масс. %

C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
0,101	0,010	0,202	0,035	0,005	0,050	0,139	0,156

Состав используемых ферросплавов и раскислителей приведен в таблице 2.19.

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР			Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				50

Таблица 2.19 – Химический состав используемых материалов, масс. %

Материал	C	Mn	Si	Cr	S	P	Fe	Al
Ферросиликомарганец МнС17	1,56	67,1	17,5	–	0,02	0,02	13,8	–
Ферросилиций ФС65	0,07	0,2	66,7	–	0,007	0,023	33	–
Алюминий катанка	–	–	–	–	–	–	–	100
Феррохром ФХ100А	0,01	–	0,8	68	0,02	0,01	30,45	0,7

Величину присадок определим по формуле:

$$M_{\text{фспл}} = \frac{M_{\text{ж.ст}} ([C]_{\text{гот.ст}} - [C]_{\text{исх}}) \cdot 100}{[C]_{\text{фспл}} (100 - K_{\text{уг}})}, \quad (12)$$

где  $M_{\text{ж.ст}}$  – масса жидкой стали, кг;

$[C]_{\text{гот.ст}}$ ,  $[C]_{\text{исх}}$  и  $[C]_{\text{фспл}}$  – содержание легирующего элемента в готовой стали (среднее по данной марке стали), в ковше перед раскислением, и в ферросплаве соответственно, %;

$K_{\text{уг}}$  – угар элемента при раскислении (легировании), %.

При обработке в ковше-печи угар ниже, чем при легировании в ковше и в среднем составляет: алюминия и науглероживателя около 30 %, для кремния – 15 %, марганца, фосфора, железа и хрома – 0 %.

Тогда количество присаживаемого ферросиликомарганца:

$$M_{\text{МнС17}} = \frac{118000 \cdot (0,53 - 0,202) \cdot 100}{67,1 \cdot (100 - 0)} = 577 \text{ кг.}$$

Он дополнительно внесет в расплав, с учетом угара:

$$\text{Mn: } 577 \cdot 0,671 = 387,167 \text{ кг;}$$

$$\text{Si: } 577 \cdot 0,175 \cdot 0,85 = 85,829 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe: } 577 \cdot 0,138 = 79,626;$$

$$\text{C: } 577 \cdot 0,0156 \cdot 0,7 = 6,301 \text{ кг;}$$

$$\text{P: } 577 \cdot 0,0002 = 0,115 \text{ кг;}$$

$$\text{S: } 577 \cdot 0,0002 = 0,115.$$

$$M_{\text{ФХ100А}} = \frac{100 \cdot (0,75 - 0,05) \cdot 100}{68 \cdot (100 - 0)} = 1215 \text{ кг}$$

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		51

Он дополнительно внесет в расплав, с учетом угара:

$$\text{Cr: } 1215 \cdot 0,68 = 826,200 \text{ кг;}$$

$$\text{Si: } 1215 \cdot 0,008 \cdot 0,85 = 8,262 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe: } 1215 \cdot 0,3045 = 369,986 \text{ кг;}$$

$$\text{C: } 1215 \cdot 0,0001 \cdot 0,7 = 0,085 \text{ кг;}$$

$$\text{P: } 1215 \cdot 0,0001 = 0,122 \text{ кг.}$$

$$\text{S: } 1215 \cdot 0,0002 = 0,243.$$

Расход алюминия без расчета принимается 90 кг на плавку. С учетом 30 % угара в металл перейдет 63 кг алюминия.

Расход ферросилиция при усвоении кремния 85 % составит:

$$M_{\text{ФС65}} = \frac{100 \cdot (0,45 - 0,01) \cdot 100}{66,7 \cdot (100 - 15)} = 916 \text{ кг.}$$

$$\text{Si: } 916 \cdot 0,667 \cdot 0,85 = 519,326 \text{ кг;}$$

$$\text{Mn: } 916 \cdot 0,002 = 1,832 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe: } 916 \cdot 0,33 = 302,280;$$

$$\text{C: } 916 \cdot 0,0007 \cdot 0,7 = 0,449 \text{ кг;}$$

$$\text{P: } 916 \cdot 0,00023 = 0,211 \text{ кг;}$$

$$\text{S: } 916 \cdot 0,00007 = 0,064.$$

Расход углеродистого порошка с учетом угара:

$$M_{\text{C}} = \frac{118000 \cdot (0,135 - 0,101) \cdot 100}{99,795 \cdot (100 - 30)} = 57 \text{ кг.}$$

Расход никеля:

$$M_{\text{Ni}} = \frac{118000 \cdot (0,43 - 0,139) \cdot 100}{100 \cdot (100 - 0)} = 343 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		52



Расход меди:

$$M_{\text{Cu}} = \frac{118000 \cdot (0,33 - 0,156) \cdot 100}{100 \cdot (100 - 0)} = 205 \text{ кг.}$$

Состав и количество шлака.

Шлаковая смесь, загружаемая в ковш, состоит из извести и глинозема. Расход смеси составляет 1000 кг на плавку (примерно 900 кг извести и 100 кг глинозема), шлаковая смесь внесет из извести:

$$\text{CaO: } 900 \cdot 0,86 = 774 \text{ кг;}$$

$$\text{MgO: } 900 \cdot 0,046 = 41,4 \text{ кг;}$$

$$\text{SiO}_2: 900 \cdot 0,06 = 54 \text{ кг;}$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3: 900 \cdot 0,023 = 20,7 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3: 900 \cdot 0,007 = 6,3 \text{ кг;}$$

$$\text{P}_2\text{O}_5: 900 \cdot 0,001 = 0,9 \text{ кг.}$$

из глинозема:

$$\text{Al}_2\text{O}_3: 100 \cdot 0,99 = 99 \text{ кг;}$$

$$\text{SiO}_2: 100 \cdot 0,01 = 1 \text{ кг.}$$

Содержание в глиноземе  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  за малостью пренебрегаем.

В шлак переходит оксидов – продуктов раскисления в результате присадки ферросплавов:

в результате угара окислится кремния:  $916 \cdot 0,667 \cdot 0,15 = 91,646 \text{ кг;}$

из остальных ферросплавов: 16,604 кг.

Всего окислится кремния:  $91,646 + 16,604 = 108,250 \text{ кг.}$  При этом образуется  $108,250 \cdot 60/28 = 231,964 \text{ кг SiO}_2$ . Помимо кремния в шлак перейдет  $27 \cdot 102/54 = 51 \text{ кг Al}_2\text{O}_3$  в результате окисления алюминия.

При износе футеровки в зоне шлакового пояса 1,2 кг/т или 141,6 кг на плавку в шлак перейдет:

$$\text{MgO: } 141,6 \cdot 0,92 = 130,272 \text{ кг;}$$

$$\text{SiO}_2: 141,6 \cdot 0,08 = 11,328 \text{ кг;}$$

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		53

Переходом этих оксидов в шлак с допустимой точностью можно пренебречь.

По результатам проведенных расчетов можно определить количество состав образующего шлака. Результат оформим в таблица 2.20.

Таблица 2.20 – Количество и состав шлака в ковше-печи

Источник поступления	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	Итого
Известь	774,000	20,700	54,000	6,300	41,400	896,400
Глинозем	–	99,000	1,000	–	–	100,000
Продукты раскисления	–	51,000	231,964	–	–	282,964
Футеровка	–	–	11,328	–	130,272	141,600
Итого, кг	774,000	170,700	298,292	6,300	171,672	1420,964
Итого, %	54,470	12,013	20,992	0,443	12,081	100,000

Рассматривая результаты расчетов, приведенные в таблице 33, следует сделать два замечания:

1. По сравнению с обычным для обработки стали в печи-ковше содержанием SiO<sub>2</sub> (3...7 %), фактическое значение более высокое. Это связано с тем, что обработке подвергали сталь, легированную кремнием. Присадка большого количества ферросилиция вызвала и образование большого количество кремнезема. Понизить его содержание в шлаке можно присадкой большого количества шлаковой смеси (CaO + Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>). Это в определенной мере и было учтено в расчете, что привело к образованию большого для условия обработки в печи-ковше количества шлака (5,1 кг, хотя обычно его количество не превышает

3...4 % от массы металла). Дальнейшее увеличение количества присаживаемой шлаковой смеси нецелесообразно.

2. Полученное расчетом содержание Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> = 0,739 % высоко и может быть лишь в начале процесса. По ходу его развития этот оксид расходуется на окисление раскислителей и вдуваемого углерода. Таким образом, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> выступает как дополнительный окислитель, дополняя растворенный в стали кислород.

Рассчитаем содержание серы в стали после обработки в ковше-печи:

$$[S] = [S]_0 / (1 + L_s \cdot a / 100), \quad (13)$$

где а – количество шлака в % от массы металла;

[S]<sub>0</sub> и [S] – содержание серы в стали в исходном (до обработки) и конечном (после обработки) состояниях. Вносимой ферросплавами серой можно пренебречь.

Тогда конечное содержание серы в металле гарантированно не превысит:

$$[S] = 0,022 / (1 + 250 \cdot 5,148 / 100) = 0,0016 \%$$

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		54

Это содержание серы при обычной технологии обработки значительно ниже допустимого техническими условиями и дополнительных мер по снижению серы в металле принимать не требуется.

При наведении шлака выделится:  
из извести:

$$900 \cdot 0,2 = 180 \text{ кг};$$

30 % угара углерода, вдуваемого в металл с образованием CO:

$$57 \cdot 0,3 \cdot 28/12 = 39,9 \text{ кг};$$

30 % угара углерода, вносимого остальными ферросплавами:

$$6,835 \cdot 0,3 \cdot 28/12 = 4,784 \text{ кг}.$$

Итого образуется газа:

$$180 + 39,9 + 4,784 = 224,684 \text{ кг}.$$

Результаты оформим в виде таблицы 2.21.

Таблица 2.21 – Баланс металла

Элемент	Поступило, кг*	Перешло в шлак, кг	Перешло в газ, кг	Содержится в металле	
				кг	%
C	202,048	–	19,150	182,898	0,151
Si	733,467	108,250	–	625,217	0,516
Mn	627,359	–	–	627,359	0,518
Cr	885,200	–	–	885,200	0,730
S	41,723	32,023	–	9,700	0,008
P	6,348	–	–	6,348	0,005
Al	90,000	27,000	–	63,000	0,052
Ni	507,020	–	–	507,020	0,418
Cu	389,080	–	–	389,080	0,321
Fe	117928,234	–	–	117928,234	97,281
Итого	121410,478	167,273	19,150	121224,055	100,000

\*Без учета угара

Невязка:

$$121410,478 - (167,273 + 19,150 + 121224,055) = 0.$$

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		55

### 2.3 Тепловой расчет печи

Расчет проведем на 120 т шихты. Зададимся расходом электрической энергии, равным 480 кВт·ч/т стали, или 56 МВт·ч на 120 т. Тогда с учетом электрического КПД  $\eta = 0,9$ :

$$Q_1 = 56 \cdot 3,6 \cdot 0,9 = 181,44 \text{ ГДж.}$$

Расчет энтальпии ведется по формуле:

$$\Delta H_k = ((M_{A4} \cdot c_{A4}) + (M_{ч} \cdot c_{ч})) \cdot \Delta t_k, \quad (14)$$

где  $\Delta H_k$  – изменение энтальпии компонентов;

$M_{A4}$  – масса лома А4;

$c_k$  – теплоемкость лома А4;

$M_{ч}$  – масса чугуна;

$c_{ч}$  – теплоемкость чугуна;

$\Delta t_k$  – изменение температуры компонента.

Энтальпия лома, заваливаемого в печь, подогретого до 400 °С составит:

$$H_l = ((100 \cdot 10^3 \cdot 0,460 \cdot 10^{-3}) + (20 \cdot 10^3 \cdot 0,500 \cdot 10^{-3})) \cdot 400 = 22,400 \text{ ГДж.}$$

Итого энтальпия шихты составит:  $Q_2 = \Delta H = 22,400 \text{ ГДж.}$

Количество тепла, поступающего с известью:

$$Q_3 = m_{изв} \cdot C_{изв} \cdot t_{изв}, \quad (15)$$

где  $C_{изв}$  – удельная теплоемкость извести, кДж/(кг·К).

$$C_{изв} = 0,887 + 5,734 \cdot 10^{-5} \cdot (273 + t_{изв}) - 1,231 \cdot 10^{-4} \cdot (273 + t_{изв})^{-2} = \\ = 0,887 + 5,734 \cdot 10^{-5} \cdot 293 - 1,231 \cdot 10^{-4} \cdot 293^{-2} = 0,760 \text{ кДж/(кг·К).}$$

тогда:

$$Q_3 = 4060 \cdot 0,760 \cdot 20 = 0,062 \text{ ГДж.}$$

Тепло, вносимое магниезиальным материалом:

$$Q_3 = m_m \cdot C_m \cdot t_m, \quad (16)$$

при  $t = 20$  °С теплоемкость магниезиального материала равна 957 Дж/(кг·К).

$$Q_3 = 1000 \cdot 957 \cdot 20 = 0,019 \text{ ГДж.}$$

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
						56
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций, определим по формуле:

$$Q_4 = m_{эл} \cdot \Delta H_{эл}, \quad (17)$$

где  $m_{эл}$  – масса элемента, окисляющегося за период, кг;

$\Delta H_{эл}$  – тепловой эффект реакции окисления элемента, МДж/кг.

Исходными данными для расчета теплового эффекта химической реакции могут служить теплоты образования веществ, участвующих в реакции.

Для расчета теплового эффекта реакции при любой температуре  $T$  используют следующее выражение:

$$\Delta H_T^0 = \Delta H_{298}^0 + \int_{298}^T \Delta C_p dT, \quad (18)$$

где  $\Delta H_{298}^0$  – тепловой эффект реакции в стандартных условиях, кДж/моль;

$\Delta C_p$  – теплоемкость реакции, Дж/(К·моль).

Если внутри рассматриваемого интервала температур один или несколько участников реакции испытывают фазовые превращения, температурный интервал разбивают на несколько частей:

$$\Delta H_T^0 = \Delta H_{298}^0 + \int_{298}^{T_{превр}} \Delta C_p' dT \pm \nu \cdot \Delta H_{превр} + \int_{T_{превр}}^T \Delta C_p'' dT. \quad (19)$$

В каждую алгебраическую сумму  $\Delta C_p'$  и  $\Delta C_p''$  входят теплоемкости тех фаз, которые устойчивы в данном интервале температур. Теплота превращения  $\Delta H_{превр}$  берется со своим или противоположным знаком в зависимости от принадлежности к продукту реакции или исходному веществу. Также определение теплового эффекта реакции возможно из выражения:

$$\Delta G_T^0 = \Delta H_T^0 - T \cdot \Delta S_T^0. \quad (20)$$

Тепло экзотермических реакций определяем суммированием теплот реакций, идущих с отрицательным эффектом (таблица 2.22).

Таблица 2.22 – Теплота реакций

[Si] + {O <sub>2</sub> } → (SiO <sub>2</sub> )	368,495 · 29,51 = 10874,287 МДж
[Mn] + 1/2{O <sub>2</sub> } → (MnO)	211,394 · 7,41 = 1566,428 МДж
2[Fe] + 3/2{O <sub>2</sub> } → (Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	8817,693 · 7,29 = 64280,982 МДж
[Fe] + 1/2{O <sub>2</sub> } → (FeO)	1202,413 · 4,11 = 4941,917 МДж
[C] + 1/2{O <sub>2</sub> } → {CO}	688,997 · 11,43 = 7875,236 МДж
2[Cr] + 3/2{O <sub>2</sub> } → (Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	49,998 · 11,33 = 566,478 МДж

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		57

Следовательно,  $Q_5 = 90,105$  ГДж.

Вносимое горелками тепло определяется по формуле:

$$Q_{\text{гор}} = N_{\text{гор}} \cdot \tau \cdot P_{\text{гор}} \cdot 3,6, \quad (21)$$

где  $N_{\text{гор}}$  – число горелок на печи, шт.;

$\tau$  – время работы горелки, ч;

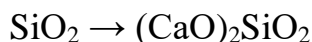
$P_{\text{гор}}$  – мощность горелки, кВт;

3,6 – переводной коэффициент кВт·ч в МДж.

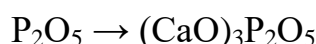
ДСП на «АМЗ» оборудована 4 газокислородными горелками по 3,3 МВт каждая. Продолжительность их работы за плавку 15 минут (0,25 часа):

$$Q_{\text{гор}} = 4 \cdot 0,25 \cdot 3,3 \cdot 10^3 \cdot 3,6 = 8,078 \text{ ГДж.}$$

Тепло шлакообразования:



$$439,057 \cdot \frac{60}{28} \cdot 2,32 = 21,827 \cdot 10^8 \text{ Дж;}$$



$$26,528 \cdot \frac{142}{62} \cdot 4,70 = 2,856 \cdot 10^8 \text{ Дж.}$$

Следовательно  $Q_7 = (21,827 + 2,856) \cdot 10^8 = 2,468$  ГДж.

Тепло от окисления электродов равно:

$$Q_8 = 0,6 \cdot \Delta m_3 \cdot q_c, \quad (22)$$

где  $\Delta m_3$  – масса израсходованных электродов, кг;

$q_c$  – тепловой эффект окисления графита, МДж/кг.

тогда:

$$Q_8 = 0,6 \cdot 195 \cdot 33,5 = 2,48 \text{ ГДж.}$$

Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки:

$$Q_9 = Q_m + Q_{\text{шл}}, \quad (23)$$

$$Q_m = m_m \cdot C_m \cdot t_m, \quad (24)$$

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		58

$$Q_{\text{шл}} = m_{\text{шл}} \cdot C_{\text{шл}} \cdot t_{\text{шл}}, \quad (25)$$

где  $m_{\text{м}}$ ,  $m_{\text{шл}}$  – масса металла и шлака, кг.

тогда:

$$Q_9 = 30000 \cdot 0,838 \cdot 1620 + 3169,1 \cdot 1,25 \cdot 1700 = 47,461 \text{ ГДж.}$$

Тепло, вносимое воздухом и газообразным кислородом:

$$Q_{10} = V \cdot c \cdot T, \quad (26)$$

где  $V$  – объем воздуха или кислорода, м<sup>3</sup>;

$c$  – теплоемкость воздуха или кислорода, кДж/(м<sup>3</sup> · К);

$T$  – температура воздуха или кислорода, К.

тогда:

$$Q_{\text{в}} = 414,430 \cdot 1,327 \cdot 293 = 0,161 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$Q_{\text{к}} = 5022,045 \cdot 1,31 \cdot 293 = 1,928 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$Q_{10} = (0,161 + 1,928) \cdot 10^9 = 2,089 \text{ ГДж.}$$

Количество тепла каждой составляющей определяется исходя из материального баланса по формулам:

$$H_{\text{к}} = M_{\text{к}} \cdot [c_1 \cdot (t_{\text{пл}} - t_0) + q_{\text{м}} + c_2 \cdot (t_{\text{вып}} + t_{\text{пл}})], \quad (27)$$

где  $M_{\text{к}}$  – масса компонента данного вида, вносимого в печь за плавку;

$c_1$  – средняя теплоемкость этого материала в интервале температуры от загрузки до плавления;

$c_2$  – средняя температура металла в интервале температуры от плавления до выпуска;

$t_0$  – температура скрапа при завалке;

$t_{\text{пл}}$  – температура плавления стали;

$t_{\text{вып}}$  – температура стали на выпуске;

$q_{\text{м}}$  – теплота плавления металла.

тогда:

						Лист
					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	59
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$Q_{A4} = 100000 \cdot [0,700 \cdot (1500 - 400) + 284 + 0,800 \cdot (1630 - 1500)] = 115,8 \text{ ГДж.}$$

Для чугуна:

$$Q_{ч} = 20000 \cdot [0,650 \cdot (1200 - 400) + 218 + 1,05 \cdot (1630 - 1200)] = 23,79 \text{ ГДж.}$$

Физическое тепло шлака находим по формуле:

$$Q_{ш} = (C_{ш} \cdot t_{ш} + q_{ш}) \cdot m_{ш}, \quad (28)$$

где  $C_{ш}$  – средняя теплоемкость шлака в интервале температур 0...1800°C, кДж/(кг·К);

$q_{ш}$  – скрытая теплота плавления шлака, кДж/кг;

$m_{ш}$  – масса шлака, кг.

$$Q_{ш} = (1,25 \cdot 1800 + 209,5) \cdot 7790,638 + (1,25 \cdot 1667 + 209,5) \cdot 3928,389 = 28,170 \text{ ГДж}$$

Потери тепла с отходящими газами  $\Delta t_k$ :

$$Q_{12} = V \cdot i, \quad (29)$$

где  $V$  – объем выделяющихся газов, м<sup>3</sup>;

$i$  – энтальпия газообразных продуктов реакции, кДж/м<sup>3</sup>.

Находим энтальпию продуктов реакции для каждого из газов:

$$CO: 0,1246 \cdot 1112,06 = 138,563;$$

$$CO_2: 0,7727 \cdot 1718,95 = 1328,233;$$

$$H_2: 0,0002 \cdot 1055,12 = 0,211;$$

$$N_2: 0,1025 \cdot 1094,65 = 112,202;$$

$$i_{yx}^{800} = 1579,208 \text{ кДж/м}^3.$$

тогда:

$$Q_{12} = 2382,257 \cdot 1579,208 = 3,762 \text{ ГДж.}$$

Потери тепла через водоохлаждаемые панели определим по формуле:

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
						60
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



$$Q_8 = c_B \cdot V_B \cdot (t_{\text{ВЫХ}} - t_{\text{ВХ}}) \cdot \tau, \quad (30)$$

где  $c_B$  – теплоемкость воды, 4,2 МДж/(м<sup>3</sup>·К);

$V_B$  – часовой расход воды через элемент (или всю печь), м<sup>3</sup>/ч;

$t_{\text{ВЫХ}}$  – температура воды на выходе, °С;

$t_{\text{ВХ}}$  – температура воды на входе, °С;

$\tau$  – время, ч.

Анализ работы ДСП на ПАО «АМЗ» показал, что при соблюдении температурного режима расход воды на охлаждение стеновых панелей составляет ~ 580 м<sup>3</sup>/ч, и 350 м<sup>3</sup>/ч на охлаждение сводовых панелей.

Потери тепла на охлаждение стен составят:

$$Q_{\text{ст}} = 4,2 \cdot 580 \cdot (40 - 20) \cdot 0,75 = 36,54 \text{ ГДж}$$

Потери тепла на охлаждение свода составят:

$$Q_{\text{св}} = 4,2 \cdot 350 \cdot (40 - 20) \cdot 0,75 = 22,05 \text{ ГДж}$$

ИТОГО:

$$Q_{13} = 36,54 + 22,05 = 58,59 \text{ ГДж.}$$

Тепло, уносимое частицами Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>:

$$Q_{14} = 12218,803 \cdot (1,23 \cdot 1600 + 209,34) = 26,604 \text{ ГДж.}$$

Тепло идущее на протекание эндотермических реакций:

Для более общей оценки эндотермических реакций принимаем удельные энергетические затраты на эндотермические процессы равными 50...150 МДж/т и  $m_o$ :

$$Q_{15} = (50 \dots 150) \cdot m_o, \quad (31)$$

где  $m_o$  – емкость печи, т.

тогда:

$$Q_{15} = 140 \cdot 150 = 21,0 \text{ ГДж.}$$

Тепловые потери электрической сетью:

По закону Джоуля-Ленца

$$Q_4 = I^2 \cdot R \cdot \tau, \quad (32)$$

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
						61
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где  $I$  – сила тока, А (по данным печи  $I = 90$  кА);

$R$  – сопротивление, Ом;

$\tau$  – время работы печи под током, с.

тогда:

$$Q_4 = 90000 \cdot 3000 \cdot 12,753 \cdot 10^{-4} = 30,433 \text{ ГДж.}$$

Тепло, переданное теплопроводностью через слой футеровки  $Q_{\text{сл}}$ , можно определить по уравнению:

$$Q_{\text{сл}} = \lambda \cdot (t_1 - t_2) \cdot F \cdot \tau / \delta, \quad (33)$$

где  $\lambda$  – коэффициент теплопроводности материала слоя, Дж/(м·ч·К);

$t_1, t_2$  – температура на внутренней и внешней поверхностях слоя, К;

$F$  – площадь поверхности теплообмена, м<sup>2</sup>;

$\tau$  – время, ч;

$\delta$  – толщина слоя, м.

Тепло, отдаваемое поверхностью кожуха  $Q_{\text{кож}}$ , можно определить по уравнению:

$$Q_{\text{кож}} = \alpha \cdot (t_{\text{к}} - t_{\text{в}}) \cdot F \cdot \tau, \quad (34)$$

где  $\alpha$  – суммарный коэффициент теплоотдачи излучением и конвекцией, Дж/(м·ч·К);

$t_{\text{к}}$  – температура на внешней поверхности кожуха, К;

$t_{\text{в}}$  – температура окружающего воздуха, К.

На действующей печи известны степень черноты кирпичной кладки и кожуха, значения температуры  $t_{\text{к}}$  геометрия печи. Для ДСП температура внутренней поверхности кладки  $t_{\text{вн}}$  для подины принимается равной температуре жидкого металла в ванне. Средняя температура воздуха принимается равной 20 °С.

Определяем среднюю температуру футеровки:

$$t_{\text{ср}} = (t_{\text{вн}} - t_{\text{к}}) / 2. \quad (35)$$

По справочной литературе для данной  $t_{\text{ср}}$  находим коэффициент теплопроводности материала  $\lambda$  по рис. 6 определяем значение  $\alpha$ , соответствующее данной температуре кожуха. Далее вычисляем значение теплового потока  $q_7 = Q_7 / F$  и сравниваем его величину с приведенным на том же рисунке  $q_{\text{окр}}$ .

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
						62
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Определяем среднюю температуру футеровки, зная, что в среднем за плавку температура металла составит 1500 °С, продолжительность плавки – 45 минут, диаметр кожуха ~ 6,85 м<sup>2</sup>:

$$t_{\text{ср}} = (1500 - 100) = 700 \text{ } ^\circ\text{C}.$$

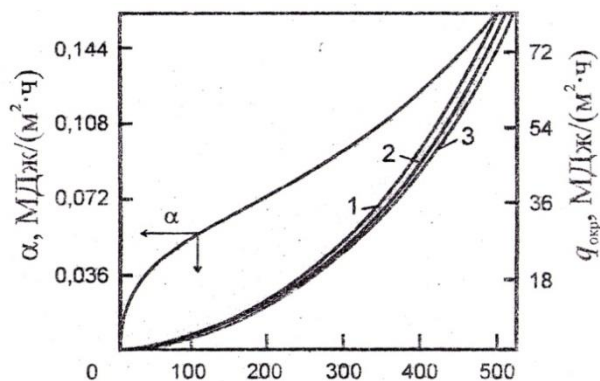


Рисунок 2.1 – Зависимость коэффициента суммарной теплоотдачи  $\alpha$  и удельного теплового потока, теряемого поверхностью печи в окружающую среду при  $t_{\text{в}}$ : 10 °С – 1; 20 °С – 2; 30 °С – 3

Согласно справочным данным коэффициент теплопроводности магниевой футеровки при 700 °С  $\lambda = 6,28 - 0,0027 \cdot 700 = 4,39 \text{ Вт/(м}^2 \cdot ^\circ\text{C)}$ . По рис. 6 находим  $\alpha = 0,059 \text{ МДж/м}^2 \cdot \text{ч}$ . Тогда  $Q_{\text{кож}} = 0,059 \cdot (100 - 20) \cdot 6,85 \cdot 0,75 = 724,25 \text{ МДж}$ .

Проверяем:  $q = 724,25/6,85 = 105,74 \text{ МДж/(м}^2 \cdot \text{ч)}$ . Согласно рис. 6  $q_{\text{окр}} \sim 3,85 \text{ МДж/(м}^2 \cdot \text{ч)}$ . Разница не превышает 10 %, расчет считается законченным и окончательно принимаем  $Q_{\text{кож}} = 724,25 \text{ МДж}$ .

На печи в системе газоходов имеются специальные датчики, фиксирующие температуру, состав и расход газа. Измеряя скоростной напор  $\Delta p$ , рассчитывают скорость и расход уходящих газов по формуле:

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot g \cdot \Delta p}{\rho_{\text{г}}}}; \quad (36)$$

$$V_1 = 3600 \cdot \omega \cdot F; \quad (37)$$

$$V_0 = 273 \cdot \frac{V_1}{T_{\text{yx}}}, \quad (38)$$

где  $\omega$  – скорость газового потока, м/с;

$g$  – ускорение свободного падения (9,81 м/с<sup>2</sup>);

$\Delta p$  – скоростной напор, Па;

$\rho_{\text{г}}$  – плотность уходящих газов, кг/м<sup>3</sup>;

$V_1$  – количество газов, уходящих из печи (фактически), м<sup>3</sup>/ч;

$F$  – площадь сечения патрубка,  $\text{м}^2$ ;

$V_o$  – количество газов, уходящих из печи (приведенные к температуре  $0\text{ }^\circ\text{C}$ ),  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;

$T_{yx}$  – температура уходящих газов,  $\text{K}$ .

Количество тепла, уносимого из печи с газовым потоком, можно определить по формуле:

$$Q_{18} = V_o \cdot c_{\text{сух}} \cdot T_{\text{сух}} \cdot \tau, \quad (39)$$

где  $c_{\text{сух}}$  – средняя теплоемкость уходящих газов,  $\text{Дж}/(\text{м}^3 \cdot \text{K})$ .

В среднем на печи перепад давления между печью и атмосферой составляет  $2\text{ Па}$ , плотность отходящих газов –  $1,5\text{ кг}/\text{м}^3$ , площадь сечения завалочного окна –  $9\text{ м}^2$ , температура отходящих газов в среднем за плавку –  $1200\text{ }^\circ\text{C}$ .

тогда:

$$\omega = 5,1\text{ м}/\text{с};$$

$$V_1 = 3600 \cdot 5,1 \cdot 9 = 165240\text{ м}^3/\text{ч};$$

$$V_o = 273 \cdot 165240/1200 = 37592,1\text{ м}^3.$$

Тогда количество тепла, потерянное через завалочное окно за плавку:

$$Q_{18} = 37592,1 \cdot 1430 \cdot 1200 \cdot 0,75 = 48,381\text{ ГДж},$$

Полученный тепловой баланс плавки стали 15ХСНД в ДСП-120 приведен в таблице 2.23.

Таблица 2.23 – Тепловой баланс плавки стали в ДСП-120

Статьи прихода	ГДж	%	Статьи расхода	ГДж	%
Электроэнергия, $Q_1$	181,440	50,143	Полезный расход энергии, $Q_{11}$	167,760	46,362
Тепло, вносимое шихтой, $Q_2$	22,400	6,191	Тепло, уносимое газами, $Q_{12}$	3,762	1,040
Тепло, вносимое другими материалами, $Q_3 + Q_4$	0,081	0,022	Потери с охлаждающей водой, $Q_{13}$	58,59	16,192
Тепло экзотермических реакций, $Q_5$	90,105	24,902	Тепло, уносимое частицами $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , $Q_{14}$	26,604	7,352

продолжение таблицы 2.23

Тепло, поступающее от ГКГ, $Q_6$	11,880	3,283	Тепло эндотермических реакций, $Q_{15}$	21,000	5,804
Тепло шлакообразования, $Q_7$	2,468	0,682	Потери электрической сетью, $Q_{16}$	34,433	9,516
Тепло от окисления электродов, $Q_8$	3,920	1,083	Потери через футеровку, $Q_{17}$	0,724	0,200
Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки, $Q_9$	47,461	13,116	Потери через завалочное окно, $Q_{18}$	48,381	13,371
Тепло кислорода и воздуха, $Q_{10}$	2,089	0,577	Неучтенные потери	0,589	0,163
Итого	361,844	100,00	Итого	361,844	100,00

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		65

### 3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА

#### 3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства

Целесообразно уменьшение зоны столбчатых кристаллов, обладающей пониженной прочностью и пластичностью и расширение центральной зоны равноосных кристаллов; это достигается при снижении температуры разливаемого металла, электромагнитном перемешивании жидкой фазы слитка и при снижении интенсивности вторичного охлаждения.[30]

Непрерывный слиток благодаря малой толщине и быстрому вследствие этого затвердеванию отличается меньшим развитием химической неоднородности, более равномерным распределением неметаллических включений. От слитков, разливаемых в изложницы, он отличается также более чистой и гладкой поверхностью.[23]

Сильно развита в слитках осевая пористость, что объясняется наличием в кристаллизующемся слитке очень глубокой и узкой лунки жидкого металла. Осевая пористость заметно усиливается при увеличении перегрева металла и повышенной скорости разливки, иногда переходя в осевые усадочные пустоты.

Заметно выражена в непрерывных слитках осевая ликвация, при этом по длине слитка располагаются отдельные участки увеличенной ликвации; это объясняется тем, что ликвирующие примеси скапливаются в пустотах под сросшимися кристаллами осевой части слитка.[7]

В слитках криволинейных и особенно горизонтальных УНРС наблюдается некоторая несимметричность структуры и распределения составляющих стали, поскольку зона затвердевания последних порций металла, а, следовательно, и усадочная пористость, и скопление ликвирующих примесей смещены к верхней грани слитка;

у верхней грани наблюдается также повышенное содержание неметаллических включений вследствие их всплывания.

#### 3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения: химическая неоднородность

Химическая неоднородность в слитке обычно определяется терминами-синонимами: ликвация и сегрегация (Лат. *liquatio* — плавление, разжижение; *segregare* — отделять). Впервые на химическую неоднородность стальных слитков обратили внимание А. С. Лавров и Н. В. Калакуцкий в 60-х годах XIX в.

Сталь является многокомпонентной жидкостью. Затвердевание подобной жидкости происходит в некотором температурном интервале. При этом первые образующиеся кристаллы содержат, как правило, меньше примесей, чем последние.

Наибольшую склонность к ликвации из обычных примесей имеют сера, кислород, углерод и в меньшей степени марганец и кремний.

На распределение примесей между жидкой и твердой фазами при затвердевании реальных слитков влияют конвективное движение металла,

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
						66
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

поверхностные свойства примесей, взаимное влияние примесей на распределение и т. д. Так, в присутствии никеля и хрома ликвация примесей значительно снижается. Однако количественно оценить взаимное влияние примесей на развитие химической неоднородности в стальном слитке пока невозможно.



Рисунок 2.2 – Дендритная ликвация

В стальном слитке различают дендритную химическую неоднородность (микросегрегацию) и зональную химическую неоднородность (макросегрегацию). Качественно дендритная сегрегация серы и фосфора может быть хорошо выявлена по сернистым отпечаткам с отшлифованного темплетта слитка (рис. 2.2).

Участки с повышенным содержанием примесей на рис. 2.2 более темные. Количественно химическая неоднородность характеризуется отношением

$$H_x = \frac{N - N_{cp}}{N_{cp}} 100$$

где  $N$  и  $N_{cp}$  — соответственно содержание элемента в данной точке и среднее ее содержание в слитке или в ковшовой пробе.

В теле слитка спокойной стали обычно имеются две зоны положительной сегрегации и одна зона отрицательной сегрегации (рис. 2.3). Зона отрицательной сегрегации совпадает с конусом осаждения. Зона положительной сегрегации представляет собой V-образную осевую и Λ-образную внеосевую ликвацию («усы»).

Последняя зона располагается между зоной столбчатых кристаллов и центральной зоной равноосных кристаллов. В прибыльной части под усадочной раковинной, где сосредоточиваются последние порции загрязненного металла, обнаруживается максимальное содержание примесей.

Образование усов чаще всего связывают с выделением газов в виде микроскопических пузырьков в процессе затвердевания слитка.

При этом ус рассматривается как след, оставленный примесями, оторвавшимися от пузырька во время прохождения его в жидком объеме металла. В связи с малыми размерами пузырьков скорость их подъема также мала, и они

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
						67
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

отклоняются продвигающимся фронтом кристаллов к центру, что обеспечивает наклон каждого уса

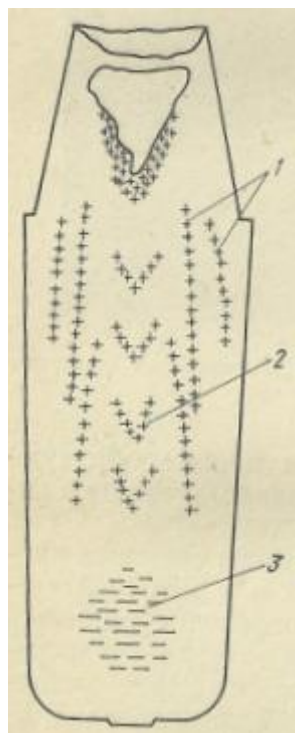


Рисунок 2.3 – Зональная неоднородность в слитке спокойной стали:  
1 -  $\wedge$ -образная ликвация «усы»; 2 - V-образная ликвация; 3 – отрицательная ликвация

Большинство металлургов связывает образование осевой V-образной неоднородности с усадкой металла. С. С. Штейнберг полагал, что образование рыхлости и скопление примесей в осевой зоне является продолжением усадочной раковины. В. М. Тагеев высказал предположение, что скопление примесей в рассматриваемой зоне связано с местным перераспределением их при усадочных перемещениях жидкого металла в условиях затрудненного питания более нагретым металлом.

Зона отрицательной сегрегации связана с образованием конуса осаждения, когда вниз сползают кристаллы, образующиеся после прекращения роста столбчатых дендритов в конце кристаллизации. Медленный рост этих кристаллов в условиях развития конвективных потоков обеспечивает низкое содержание в них ликвирующих примесей. Данные, полученные в производственных условиях и в результате исследований, определяют способы уменьшения химической неоднородности стального слитка. Факторы, обеспечивающие более длительное пребывание металла в изложнице в жидком состоянии, будут способствовать развитию зональной неоднородности слитка. Такими факторами являются увеличение массы слитка, повышение температуры и ускорение разливки стали.

Развитие осевой V-образной сегрегации можно уменьшить увеличением конусности и поперечного сечения слитка, поскольку подпитывание затвердевающего металла улучшается.

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		68



Для уменьшения  $\Lambda$ -образной внеосевой сегрегации желательно, чтобы поперечное сечение слитка было меньше, а конструкция изложницы обеспечивала достаточно быструю последовательную кристаллизацию от низа до верха слитка.

Введение в изложницы искусственных центров кристаллизации интенсифицирует затвердевание слитка и уменьшает развитие химической неоднородности.

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
						69
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

#### 4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

По итогам 2017 года мировое производство стали возросло на 1,2 % до 1662 млн. т. по отношению к уровню 2016 года. Вместе с тем, происходит снижение темпов роста производства стали из-за нестабильной экономической ситуации в мире.[12]

В большей мере рост производства обусловлен ростом производства стали в Китае за 2017 год по сравнению с 2016 годом на 0,9 % до 829 млн. т., тогда как производство стали в остальных странах мира возросло на 0,4 % за рассматриваемый период. Однако, темпы роста внутреннего потребления в Китае снижаются, что повлекло рост экспорта из Китая (20 % по итогам 2017 года).[4]

Общемировое производство стали за период с 2010 по 2017 годы возросло на 16,34% , тогда как производства стали в мире без учета Китая снизилось за аналогичный период на 5,8% . Стоит отметить, что за период с 2010 по 2017 годы Китай нарастил объемы производства стали на 28,9% и по итогам 2017 года произвел практически половину от общемирового производства стали (49,2%). Ведущими производителями стали по итогам 2017 года, помимо Китая, являются Япония (6,8 % от общемирового объема стали), США (5,4 % от общемирового объема стали), Индия (5,1 % от общемирового объема стали), Южная Корея (4,3 % от общемирового объема стали) и государства-члены ЕАЭС (4,3 % от общемирового объема стали).

Таблица 4.1 - Ведущие производители стали в мире по итогам 2014 года.

№	Предприятие	Страна
1	ArcelorMittal	Люксембург
2	Nippon Steel & Sumitomo Corporation	Япония
3	Hebei Steel Group	Китай
4	Baosteel Group	Китай
5	Wuhan Steel Group	Китай
6	POSCO	Южная Корея
7	Shagang Group	Китай
8	Ansteel Group	Китай
9	Shougang Group	Китай
10	JFE	Япония

Необходимо так же отметить, что 6 из 10 ведущих мировых производителей стали - это именно Китайские предприятия (таблица 4.1). Предприятия-производители стали государств-членов ЕАЭС не входят в десятку ведущих предприятий по производству стали, тем не менее ОАО «ЕвразХолдинг», ПАО «Северсталь», ПАО «НЛМК» и ПАО «ММК» входят в список 30 ведущих мировых производителей стали.[5]

Некоторые примеры предприятий:

Китай.

Компания «Lingyuan Iron & Steel» («Linggang») начала горячие испытания

										Лист
										70
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР

новой семиручьевой МНЛЗ производительностью 1,2 млн т/год, которая будет отливать заготовку из углеродистых и пружинных сталей, а также сталей для холодной высадки. Заготовка предназначена для строящегося мелкосортного стана производительностью 500 тыс. т/год.

Украина.

Компания «ArcelorMittal Kryviy Rih» начала строительство на комбинате блюмовой МНЛЗ, которая позволит исключить используемую в настоящее время разливку в слитки. МНЛЗ, стоимость которой оценивается в 100 млн долл., будет иметь производительность 1,2 млн т/год заготовки и должна быть пущена в сентябре 2011 г. В сооружении МНЛЗ примет участие фирма «Siemens VAI», однако 80 % работ будут выполнены украинскими компаниями.

Малайзия.

Компания «Perwaja Steel» перенесла установку новой ДСП производительностью 700 тыс. т/год со второй половины 2012 г. на середину 2013 г. Строительство 90-т печи на заводе «NSC Steelmaking plant» в г. Кемаман (Kemaman), принадлежащем «PerwajaSteel», ведет фирма «Concast». После пуска новой печи компания планирует приступить к модернизации двух существующих ДСП производительностью 600 тыс. т/год каждая.

Катар.

Один из крупнейших производителей стали на Ближнем Востоке компания «Qatar Steel» подписала контракт с фирмой «Siemens VAI» на расширение сталеплавильных мощностей на 30 %. В настоящее время мощность ДСП компании составляет 1,47 млн. т/год. Пуск новой печи планируется на II кв. 2013 г., после чего производство заготовки в течение следующих пяти лет будет доведено до 4 млн т/год. В настоящее время компания производит заготовку, прутки и катанку.

									Лист
									71
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР				

## 5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

Восстановление зоны загиба МНЛЗ в РМЦ ПАО «АМЗ».

Зона загиба МНЛЗ предназначена для изменения формы сляба при выходе его из кристаллизатора и переходе в радиальные сегменты.

В зоне загиба сляб искривляется и меняет прямолинейную форму на изогнутую переменным радиусом.

В ходе работы каркас зоны загиба подвергается агрессивной среде. При разливке стали на МНЛЗ ролики зоны загиба охлаждаются водой. При контакте с горячим слябом вода превращается в пар.

Все вышеуказанные факторы (температура, вода, пар привод) приводят к тому, что каркас изнашивается из-за коррозии.

Появляются вмятины, раковины, сколы, которые значительно меняют геометрию сляба зоны загиба.

Предлагаем восстановить каркас зоны загиба следующим образом: вырезать опорные пластины крепления роликов, изготовить и приварить заготовки новых пластин, окончательно профрезеровать опорные поверхности на фрезерном станке.

Данное мероприятие позволит продлить срок службы зоны загиба.

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		72

## 6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

### 6.1 Общие требования охраны труда

Охрана труда – система сохранения жизни и здоровья работников в процессе трудовой деятельности, включающая в себя правовые, социально-экономические, организационно-технические, санитарно-гигиенические, лечебно-профилактические, реабилитационные и иные мероприятия.

Задачи предприятия по охране труда.

Обязанности по обеспечению безопасных условий и охраны труда возлагаются на работодателя.

Работодатель обязан обеспечить:

- безопасность работников при эксплуатации зданий, сооружений, оборудования, осуществлении технологических процессов, а также применяемых в производстве инструментов, сырья и материалов;
- применение сертифицированных средств индивидуальной и коллективной защиты работников;
- соответствующие требованиям охраны труда условия труда на каждом рабочем месте;
- режим труда и отдыха работников в соответствии с трудовым законодательством и иными нормативными правовыми актами, содержащими нормы трудового права;
- приобретение и выдачу за счет собственных средств сертифицированных специальной одежды, специальной обуви и других средств индивидуальной защиты, смывающих и обезвреживающих средств в соответствии с установленными нормами работникам, занятым на работах с вредными и (или) опасными условиями труда, а также на работах, выполняемых в особых температурных условиях или связанных с загрязнением;
- обучение безопасным методам и приемам выполнения работ и оказанию первой помощи пострадавшим на производстве, проведение инструктажа по охране труда, стажировки на рабочем месте и проверки знания требований охраны труда;
- недопущение к работе лиц, не прошедших в установленном порядке обучение и инструктаж по охране труда, стажировку и проверку знаний требований охраны труда;
- организацию контроля за состоянием условий труда на рабочих местах, а также за правильностью применения работниками средств индивидуальной и коллективной защиты;
- проведение аттестации рабочих мест по условиям труда с последующей сертификацией организации работ по охране труда;
- недопущение работников к исполнению ими трудовых обязанностей без прохождения обязательных медицинских осмотров (обследований), обязательных психиатрических освидетельствований, а также в случае медицинских противопоказаний;

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		73

– принятие мер по предотвращению аварийных ситуаций, сохранению жизни и здоровья работников при возникновении таких ситуаций, в том числе по оказанию пострадавшим первой помощи;

– расследование и учет в установленном настоящим Кодексом, другими федеральными законами и иными нормативными правовыми актами Российской Федерации порядке несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний;

– санитарно-бытовое и лечебно-профилактическое обслуживание работников в соответствии с требованиями охраны труда, а также доставку работников, заболевших на рабочем месте, в медицинскую организацию в случае необходимости оказания им неотложной медицинской помощи;

– беспрепятственный допуск должностных лиц федеральных органов исполнительной власти, уполномоченных на проведение государственного надзора и контроля, органов Фонда социального страхования Российской Федерации, а также представителей органов общественного контроля в целях проведения проверок условий и охраны труда и расследования несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний;

– выполнение предписаний должностных лиц федеральных органов исполнительной власти, уполномоченных на проведение государственного надзора и контроля, и рассмотрение представлений органов общественного контроля в установленные настоящим Кодексом, иными федеральными законами сроки;

– обязательное социальное страхование работников от несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний;

– ознакомление работников с требованиями охраны труда;

– разработку и утверждение правил и инструкций по охране труда для работников с учетом мнения выборного органа первичной профсоюзной организации или иного уполномоченного работниками органа в порядке, установленном статьей 372 настоящего Кодекса для принятия локальных нормативных актов;

– наличие комплекта нормативных правовых актов, содержащих требования охраны труда в соответствии со спецификой своей деятельности. [15]

## 6.2 Анализ опасных производственных факторов

Опасным производственным фактором называется такой производственный фактор, воздействие которого на работающего в определенных условиях приводит к травме или к другому внезапному, резкому ухудшению здоровья. [16]

К опасным производственным факторам на анализируемом участке работы относятся:

– подвижные части оборудования, вращающиеся и перемещающиеся механизмы;

– электрический ток;

– раскаленные элементы агрегатов и оборудования, а также металл в расплавленном состоянии.

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
						74
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Основными мероприятиями по защите от травм подвижными частями оборудования, вращающимися и перемещающимися механизмами являются: использование защитных кожухов, блокировки для отключения оборудования при попадании человека в опасную зону, оборудование пультов управления защитными экранами, создание ограждений, безопасных пешеходных проходов, переходов и галерей, установки предостерегающих надписей.

Для работы на оборудовании участка цеха допускаются лица, прошедшие специальную подготовку по технике безопасности и имеющие допуск к работе на этом оборудовании.

Подъемно-транспортное оборудование для перемещения грузов в цехе представлено рольгангами, поперечными и продольными транспортерами с цепными шлеперами, передаточными тележками и мостовыми кранами. При эксплуатации этого оборудования возможно травмирование персонала движущимися частями, падающим грузом, электрическим током.

Не все требования по обеспечению защиты от данного опасного производственного фактора на участке работы соблюдаются. В связи с этим предлагаются следующие мероприятия по ее улучшению: постоянный контроль за состоянием световой и звуковой сигнализации на оборудовании и механизмах (в первую очередь на мостовых кранах и самоходных передаточных тележках); поддержание проходов, переходов и галерей не загроможденными технологическими материалами, что обеспечит безопасное перемещение обслуживающего персонала.

Электробезопасность – это система организационно-технических мероприятий и средств обеспечения защиты людей от вредного и опасного воздействия электрического тока, электрической дуги, электромагнитного поля, статического электричества. ОНРС относится к помещению с повышенной электрической опасностью. Максимальная мощность электрического тока на рабочем месте – 30 МВт, максимальный ток – 10 кА. Все металлические и токонесущие части оборудования, которые из-за нарушения изоляции могут оказаться под напряжением заземлены и занулены. Сопротивление заземления не более 4 Ом. Рабочие не имеют права самостоятельно проводить ремонт электротехнического оборудования. На участках, связанных с опасностью поражения электрическим током, имеются предостерегающие таблички и надписи. Персонал проинструктирован по электробезопасности и обучен оказанию первой медицинской помощи при поражении электрическим током.

Раскаленные элементы агрегатов и оборудования, а также металл в расплавленном состоянии могут стать причиной термических ожогов работников при несоблюдении правил и требований безопасности и неосторожном обслуживании агрегата внепечной обработки. Они же являются источником теплового излучения. Для защиты рабочего персонала от теплового излучения источники излучения закрываются защитными экранами.[28] С целью уменьшения времени пребывания персонала в зоне повышенных температур используются способы дистанционного и автоматического управления процессами.

						22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			75

Кроме того, с целью снижения воздействия на организм человека обязательным является использование средств коллективной и индивидуальной защиты. К средствам коллективной защиты относятся:

- средства нормализации воздушной среды (системы газоочистки и аэрации);
- средства нормализации освещения;
- средства защиты от теплоизлучения (теплоизоляционные покрытия ковшей, нагревательных стендов);
- средства защиты от поражения электрическим током (ограждения, изолирующие устройства, покрытия, предохранительные устройства, знаки предупреждения, световая и звуковая сигнализация);
- средства защиты от воздействия механических факторов (предохраняющие, сигнальные и тормозные устройства);
- средства защиты от воздействия химических факторов (герметизирующие, вентилирующие, очистные устройства);
- средства защиты от шума;
- стационарные или инвентарные ограждения открытых проемов;
- средства защиты от попадания в подвижные и вращающиеся части оборудования (защитные кожухи и ограждения).

К средствам индивидуальной защиты относятся:

- спецодежда (суконные брюки, куртка, рукавицы, каска, и др.);
- средства защиты глаз (защитные очки с металлической сеткой);
- средства защиты органов дыхания (марлевые повязки типа «Лепесток-200», респираторы и др.).

### 6.3 Анализ вредных производственных факторов

Вредным производственным фактором называется такой производственный фактор, воздействие которого на работающего в определенных условиях приводит к заболеванию или снижению трудоспособности.

К вредным производственным факторам на анализируемом участке работы в первую очередь относятся:

- запыленность воздуха рабочей зоны;
- загазованность воздуха рабочей зоны;
- производственный шум и вибрация;

Источниками запыленности являются: взаимодействие струи несущего перемешивающего газа с жидким металлом (выносы и выбросы мельчайших капель окислов железа); химическое взаимодействие металла с вводимыми материалами, результатом, которого является пылегазовыделение; механическое разрушение хрупких технологических материалов при транспортировке и подаче в агрегат.

По пылевой нагрузке (Р 2.2.755-99, ГОСТ 12.1.005-88 ССБТ) производство относится к классу 3.1 (вредный).

Основной технологической особенностью выполнения работы является периодическое пребывание персонала в зоне запыленности (в течение 40 мин с перерывом в 3 часа).

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
						76
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



Основное коллективное средство защиты от данного вредного производственного фактора – система пылеулавливания и отведения выделяющихся газов, а также изоляция человека от источника пыли посредством автоматизации, механизации и дистанционного управления процессами. Индивидуальные средства защиты от пыли (респираторы, очки, местная вытяжная вентиляция), как правило, применяются при ремонтах, техническом осмотре оборудования и разгрузочных работах. Все пульты управления представляют собой изолированные кабины, где имеется местная вентиляция.

Основными источниками газовой выделения на рабочем месте являются: химическое взаимодействие металла с вводимыми материалами; утечки технологических газов (природного газа, аргона, азота, кислорода) через неплотности газоподводящих трактов.

По загазованности (Р 2.2.755-99, ГОСТ 12.1.005-88 ССБТ) производство относится к классу 2 (допустимый).

Средства защиты от загазованности такие же, как от запыленности, с установкой датчиков регистрации давлений и утечки газов на газопроводах, а также звуковой и световой сигнализации, позволяющих своевременно заметить и предотвратить возникновение нежелательных ситуаций.

Работа агрегата сопровождается повышенным шумом и вибрацией. Основными источниками шума в цехе являются: работа оборудования и механизмов, работа вентилирующих устройств, погрузочно-разгрузочные работы. Вибрацию вызывает работа некоторых видов механического оборудования.

По уровню общей вибрации (СН 2.2.4/2.1.8.566-96) производство относится к классу 2 (допустимый). Для предотвращения её вредного воздействия применяется балансировка оборудования и удаление рабочего персонала из опасных зон.

По уровню шума (СН 2.2.4/2.1.8.562-96) производство относится к классу 3.3 (вредный). Меры по борьбе с шумом осуществляются согласно ГОСТ 12.1.003-83, который определяет допустимый уровень шума не более 85 Дб. Основные мероприятия по снижению уровня шума: установка звукоизолирующих кожухов, применение шумозащитных наушников, заглушек, которые снижают уровень шума на 5 – 15 Дб. Все пульты управления звукоизолированы.

#### 6.4 Освещение, виды производственного освещения, его влияние на деятельность человека

Необходимым условием обеспечения комфортности и жизнедеятельности человека является хорошее освещение.

Неудовлетворительное освещение является одной из причин повышенного утомления, особенно при напряженных зрительных работах. Продолжительная работа при недостаточном освещении приводит к снижению производительности и безопасности труда. Правильно спроецированное и рационально выполненное освещение производственных, учебных и жилых помещений оказывает положительное психофизиологическое воздействие на человека, снижает

									Лист
									77
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР				

утомление и травматизм, способствует повышению эффективности труда и здоровья человека, прежде всего, зрения.

При организации производственного освещения необходимо обеспечить равномерное распределение яркости на рабочей поверхности и окружающих предметах. Перевод взгляда с ярко освещённой на слабо освещённую поверхность вынуждает глаз адаптироваться, что ведёт к утомлению зрения.

Из-за неправильного освещения образуются глубокие и резкие тени и другие неблагоприятные факторы, зрение быстро утомляется, что приводит к дискомфорту к повышению опасности жизнедеятельности (в первую очередь, к повышению производственного травматизма). Наличие резких теней искажает размеры и формы объектов и тем самым повышает утомляемость, снижает производительность труда. Тени необходимо смягчать, применяя, например, светильники со светорассеивающими молочными стёклами, а при естественном освещении использовать солнцезащитные устройства (жалюзи, козырьки и т.д.).

При освещении помещений используют естественное освещение, создаваемое прямыми солнечными лучами и рассеянным светом небосвода и меняющемся в зависимости от географической широты, времени года и суток, степени облачности и прозрачности атмосферы. Естественный свет лучше, чем искусственный, создаваемый любыми источниками света.

При недостатке освещённости от естественного освещения используют искусственное освещение, создаваемое электрическими источниками света, и совмещённое освещение, при котором недостаточное по нормам естественное освещение дополняется искусственным. По своему конструктивному исполнению искусственное освещение может быть общим и комбинированным. При общем освещении все места в помещении получают освещение от общей осветительной установки. Комбинированное освещение, наряду с общим, включает местное освещение (местный светильник, например, настольная лампа), сосредотачивающее световой поток непосредственно на рабочем месте. Применение одного местного освещения недопустимо, так как возникает необходимость частой переадаптации зрения. Большая разница в освещённости на рабочем месте и на остальной площади помещения приводит к быстрому утомлению глаз и постепенному ухудшению зрения. Поэтому доля общего освещения в комбинированном должна быть не менее 10%.

Основной задачей производственного освещения является поддержание на рабочем месте освещённости, соответствующей характеру зрительной работы. Увеличение освещённости рабочей поверхности улучшает видимость объектов за счёт повышения их яркости, увеличивает скорость различения деталей.

Для улучшения видимости объектов, в поле зрения работающего должна отсутствовать прямая и отражённая блёсткость. Там, где это возможно блестящие поверхности следует заменять матовыми.

Колебания освещённости на рабочем месте, вызванные например, резким изменением напряжения в сети, также обуславливают переадаптацию глаза, приводя к значительному утомлению. Постоянство освещённости во времени достигается стабилизацией плавающего напряжения, жестким креплением светильников, применением специальных схем включения газоразрядных ламп.

										Лист
										78
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР					

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В работе приведён химический состав и рассмотрены особенности стали 10ХСНД. Проведён анализ технологии выплавки стали.

Разработана технология выплавки данной марки стали по схеме ДСП → сталеразливочный ковш → печь-ковш → МНЛЗ.

Произведён расчёт материального и энергетического баланса плавки, невязка суммарного материального баланса составила 0,11 %.

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист
						79
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Свенчанский, А. Д., Смелянский, М. Я. Электрические промышленные печи. – М.: 2011. – с. 245.
- 2 Линчевский, Б. В., Соболевский, А. Л., Кальменев, А. А. Metallургия чёрных металлов. – М.: 2012. – с.303.
- 3 Поволоцкий, Д. Я. Основы технологии производства стали: Учебное пособие для вузов. – Челябинск: Издательство ЮУрГУ, 2012. – с. 189.
- 4 Еланский, Д.Г. Тенденции развития электросталеплавильного производства. Электрометаллургия, 2013. – с. 318.
- 5 Старосоцкий, А.В., Бабичев, А.К., Дервянченко, И.В., Храпко, С.А., Синяков, Р.В. Создание системы автоматического ведения плавки в ДСП как первый шаг развертывания интеллектуальных систем управления в сталеплавильном производстве // Труды шестого конгресса сталеплавильщиков. – М: ПАО «Черметинформация». – 2012. – с. 308.
- 6 Рошин, А.В., Поволоцкий, В.П., Грибанов, В.П. Производство стали. Решение практических задач: Учебное пособие. – М.: ЮУрГУ, 2013. – с. 121.
- 7 Бернштейн, М.Л. Атлас дефектов стали. – М.: Metallургия, 2013. – с.187.
- 8 Модульная технология «Динарк» Danieli //Электрометаллургия, 2012. – с.425.
- 9 Лопухов, Г.А. Плавка стали в дуговой печи Consteel с использованием жидкого чугуна в шихте. – Электрометаллургия. – 2011. 1. – с.442.
- 10 Рябов, А.В. Расчёт процесса электроплавки: Учебное пособие /А.В. Рябов, И.В. Чуманов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. – 175 с.
- 11 Чуманов, И.В. Внепечная обработка стали: Учебное пособие /И.В. Чуманов, А.В.Рябов –Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2002. - 43 с.
- 12 Очагова, И.Г. Новости чёрной металлургии за рубежом /И.Г. Очагова, С.З.Афонин – выпуск №6 (48) 2005. - 116 с.
- 13 Дюдкин, Д.А. Производство стали на агрегате ковш – печь / С.Ю.Бать, С.Е.Гринберг, С.Н. Маринцев – Донецк: «ООО “Юго – Восток, Лтд”», 2003. - 300с.
- 14 Кудрин, В.А. Внепечная обработка чугуна и стали – М.: Metallургия, 2001. – 336 с.
- 15 Инструкция по эксплуатации и техническому обслуживанию для ДСП-120 т. ПАО «Ашинский метзавод», 2009. – 72 с.
- 16 Зиньковский, М.М. Безопасность производственных процессов в черной металлургии – М.: Metallургия, 2002. – 480 с.
- 17 Сорокин, В.Г. Марочник сталей и сплавов / А.В. Волоснякова, С.А. Вяткин и др.; Под общ. ред. В.Г. Сорокина. – М.: Машиностроение, 1999. – 640с.
- 18 Рябов, А.В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах: Учебное пособие / И.В. Чуманов, М.В. Шишимиров. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2007. – 188 с.
- 19 Свенчанский, А. Д. Электрические промышленные печи: учебное пособие / А.Д.Свенчанский, М.Я. Смелянский. – М.: 2011. – 245 с.

					22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	Лист 80
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

- 20 Линчевский, Б. В. *Металлургия чёрных металлов: учебник* / Б.В. Линчевский, А.Л. Соболевский, А.А. Кальменев. – М.: 2012. – 303 с.
- 21 Роцин, А. В. *Производство стали: Учебное пособие* / А. В. Роцин, Д. Я. Поволоцкий, В. П. Грибанов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2006. – 72 с.
- 22 Роцин, А.В. *Производство стали. Решение практических задач: учебное пособие* / А.В. Роцин, В.П. Поволоцкий, В.П.Грибанов. – Челябинск: ЮУрГУ, 2013. – 121с.
- 23 Бернштейн, М.Л. *Атлас дефектов стали: справ.пособие* / М.Л. Бернштейн. – М.: *Металлургия*, 2013. – 187 с.
- 24 Модульная технология «Данарк» Danieli // *ЭлектрOMETаллургия*, 2012. – 425 с.
- 25 Лопухов, Г.А. *Плавка стали в дуговой печи Consteel с использованием жидкого чугуна в шихте: учебное пособие* / Г.А. Лопухов. – М.: *ЭлектрOMETаллургия*. – 2012. – 442 с.
- 26 Роцин, В.Е. *ЭлектрOMETаллургия и металлургия стали: учебник* / В.Е. Роцин, А.В. Роцин. – 4-е изд., перераб. и доп. – Челябинск: Издательский центр ЮУрГУ, 2013. – 572 с.
- 27 *Методическое пособие по разливке стали на МНЛЗ. ОАО «АМЗ».*, 2005. – 72 с.
- 28 Зиньковский, М.М. *Безопасность производственных процессов в черной металлургии* – М.: *Металлургия*, 2002. – 480 с.
- 29 Сорокин, В.Г. *Марочник сталей и сплавов* / А.В. Волоснякова, С.А. Вяткин и др.; Под общ. ред. В.Г. Сорокина. – М.: *Машиностроение*, 1999. – 640с.
- 30 Бернштейн, М.Л. *Атлас дефектов стали*. – М.: *Металлургия*, 2010. – 187с.

<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>	22.03.02.2020.971.00 ПЗ ВКР	<i>Лист</i> 81