

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение  
высшего профессионального образования  
«Южно-Уральский государственный университет (национальный исследовательский университет)»  
Кафедра «металлургического производства»

РАБОТА ПРОВЕРЕНА  
Рецензент

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ  
Заведующий кафедрой

\_\_\_\_\_ А.В. Рябов  
\_\_\_\_\_ 2018 г.

ВЛИЯНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА  
СТАЛИ МАРКИ 50Г В ДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ С  
ПРИМЕНЕНИЕМ СИСТЕМЫ «CONSTEEL» НА КАЧЕСТВО СТАЛИ

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА К ВЫПУСКНОЙ  
КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ  
ЮУрГУ – 22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР

Консультант  
Безопасность жизнедеятельности  
(старший преподаватель)  
\_\_\_\_\_ Н.С. Хардукаш  
\_\_\_\_\_ 2018 г.

Руководитель проекта  
(старший преподаватель)  
\_\_\_\_\_ Н.С. Хардукаш  
\_\_\_\_\_ 2018 г.

Автор проекта  
студент группы ДО-518  
\_\_\_\_\_ А.В. Туманов  
\_\_\_\_\_ 2018 г.

Нормоконтролер  
(старший преподаватель)  
\_\_\_\_\_ Н.С. Хардукаш  
\_\_\_\_\_ 2018 г.

Челябинск 2018 г.

Министерство образования и науки Российской Федерации  
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Южно-Уральский государственный университет  
(национальный исследовательский университет)»

Направление 22.03.02 «Металлургия»

Профиль бакалавриата: электрометаллургия стали

Кафедра металлургического производства

УТВЕРЖДАЮ:

Зав. кафедрой

Рябов А.В.

«01» февраля 2018г.

## З А Д А Н И Е

на выпускную работу студенту

Туманову Алексею Викторовичу

Группа: ДО-518

- 1 Тема выпускной работы:** Влияние особенностей технологии производства стали марки 50Г в дуговой сталеплавильной печи с применением системы «Consteel» на качество стали от «\_\_»\_\_\_\_\_2018г. №\_\_\_\_.
- 2 Срок сдачи студентом законченной работы** «10» июня 2018г.
- 3 Исходные данные к работе**
  - 3.1 Марка стали: 50Г.
  - 3.2 Наименование конечного продукта производства: сляб.
  - 3.3 Материалы производственной практики.
- 4 Содержание пояснительной записки** (перечень подлежащих разработке вопросов):

**Аннотация**

**Оглавление**

**Введение**

**1 Технологическая часть**

1.1 Описание стали.

1.2. Назначение выплавляемой стали.

1.3. Технологическая схема производства.

- 1.4. Выбор оборудования для выплавки.
- 1.5. Сырьевые материалы, необходимые для выплавки.
- 1.6. Контроль качества продукции.
- 1.7. Влияние особенностей технологии производства стали марки 50Г в дуговой сталеплавильной печи с применением системы «Consteel» на качество стали

## **2. Расчетная часть**

- 2.1. Назначить и рассчитать технологические параметры выплавки.
- 2.2. Материальный баланс плавки.
- 2.3. Тепловой расчет печи.

## **3. Возможные дефекты конечного продукта производства.**

- 3.1. Общие сведения о дефектах конечного продукта производства.
- 3.2. Виды дефектов сталеплавильного происхождения.
- 3.3. Диагональные трещины.

## **4. Зарубежный опыт производства подобной продукции.**

## **5. Возможные направления модернизации производства.**

## **6. Охрана труда и техника безопасности.**

- 6.1. Общие требования охраны труда.
- 6.2. Анализ опасных производственных факторов.
- 6.3. Анализ вредных производственных факторов.
- 6.4. Влияние марганца на организм человека

## **Заключение**

## **Библиографический список**

## **Приложения**

### 7. Перечень графического материала:

- 
- 7.1. Химический состав стали (плакат)
  - 7.2. Технологический цикл производства (плакат)
  - 7.3. Планировка сталеплавильного цеха (чертеж)
  - 7.4. Дуговая сталеплавильная печь (чертеж)
  - 7.5. Агрегат ковш-печь (чертеж)
  - 7.6. Машина непрерывного литья заготовок (чертеж)

Всего листов 6

5 Консультанты по работе, с указанием относящихся к ним разделов:

№ п/п	Раздел	Консультант	Подпись	
			задание выдал	задание принял
1	Технологическая часть	Хардукаш Н.С.		
2	Расчетная часть	Хардукаш Н.С.		
3	Возможные дефекты конечного продукта производства	Хардукаш Н.С.		
4	Зарубежный опыт производства подобной продукции	Хардукаш Н.С.		
5	Возможные направления модернизации производства	Хардукаш Н.С.		
6	Охрана труда и техника безопасности	Хардукаш Н.С.		

1 Дата выдачи задания: «01» февраля 2018 г.

Руководитель работы: \_\_\_\_\_ / Хардукаш Н.С. /

Задание принял к исполнению:

Студент: \_\_\_\_\_ /Туманов А.В./

## АННОТАЦИЯ

Туманов А.В. Влияние особенностей технологии производства стали марки 50Г в дуговой сталеплавильной печи с применением системы «Consteel» на качество стали. Челябинск: ЮУрГУ, кафедра металлургического производства; 2018, 86 с., 7 ил., табл. 33, библиогр. список 30 наим., 2 плаката ф. А1, 4 чертежа ф. А1.

Выпускная квалификационная работа состоит из 6 разделов, пояснительная записка содержит 86 страниц, включая 7 рисунков, 33 таблиц, графическая часть содержит 6 листов.

В выпускной квалификационной работе рассматриваются влияние особенностей технологии производства стали марки 50Г в дуговой сталеплавильной печи с применением системы «Consteel» на качество стали. Технология получения готовой продукции из стали марки 50Г предусматривает расплавление металлического лома в дуговой сталеплавильной печи вместимостью 120 тонн, операции легирования методом внепечной обработки и получение сляба на машине непрерывной литья заготовок.

Цель работы: Изучить влияние особенностей технологии производства стали марки 50Г в дуговой сталеплавильной печи с применением системы «Consteel» на качество стали.

Задачи для достижения поставленной цели:

- ❖ описать химический состав марки стали, физические свойства и область ее применения;
- ❖ рассмотреть оборудование, на котором производится готовая продукция из данной марка сплава на примере ПАО «Ашинский метзавод»;
- ❖ изучить технологию выплавки стали 50Г с применением непрерывной загрузки металлошихты в дуговую сталеплавильную печь в условиях данного предприятия;
- ❖ рассчитать материальный и тепловой баланс выплавки марки стали 50Г.
- ❖ описать основные дефекты сталеплавильного производства
- ❖ рассмотреть влияние марганца на организм человека.

					<b>22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР</b>			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпис</i>	<i>Дата</i>	Изучить влияние особенностей технологии производства стали марки 50Г в дуговой сталеплавильной печи с применением системы «Consteel» на качество стали	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разраб.</i>	<i>Туманов А.В.</i>					6	86	
<i>Провер.</i>	<i>Хардукаш Н.С.</i>							
<i>Н. Контр.</i>	<i>Хардукаш Н.С.</i>					ФГАОУ ВО ЮУрГУ (НИУ) кафедра МП		
<i>Утверд.</i>	<i>Рябов А.В.</i>							

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	8
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	9
1.1 Описание сплава.....	9
1.2 Назначение выплавляемого сплава.....	9
1.3 Технологическая схема производства.....	10
1.4 Выбор оборудования для выплавки.....	10
1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки.....	14
1.6 Контроль качества продукции.....	14
1.7 Влияние особенностей технологии производства стали марки 50Г в дуговой сталеплавильной печи с применением системы «Consteel» на качество стали.....	15
2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ.....	22
2.1 Назначить и рассчитать технологические параметры выплавки.....	22
2.2 Материальный баланс плавки.....	23
2.3 Тепловой расчет печи.....	67
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА.....	76
3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства.....	76
3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения.....	76
3.3 Диагональные трещины.....	76
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ.....	78
5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА.....	80
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ.....	81
6.1 Общие требования охраны труда.....	81
6.2 Анализ опасных производственных факторов.....	81
6.3 Анализ вредных производственных факторов.....	81
6.4 Влияние марганца на организм человека.....	82
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	84
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	85

					<b>ВВЕДЕНИЕ</b> <b>22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР</b>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		8

Настоящий период развития черной металлургии характеризуется коренным изменением масштабов производства качественных и высококачественных марок стали, а также их доли в общем объеме производства металла. Наблюдаемое во всем мире развитие машиностроения и других металлопотребляющих отраслей обеспечивается мероприятиями, проводимыми металлургами с целью повышения степени чистоты стали (главным образом, за счет внепечной обработки) и выхода годного (в основном, в результате перехода на непрерывную разливку металла). 15-20 лет назад требования новых отраслей техники к качеству стали многих марок резко возросли и продолжают возрастать. Это привело к тому, что масштабы производства стали и сплавов, содержащих ничтожно малое количество газов, неметаллических включений и других нежелательных примесей, заметно увеличились.

Разработаны новые способы обработки металла как в самом агрегате, так и вне его. Возникла новая ситуация, когда масштабы выплавки стали уже не характеризуют промышленную мощь, главным становится высокое качество, чистота и надежность металлопродукции. Неизбежное при этом усложнение технологии оправдывается достигаемым результатом.

Мировой опыт настоящего периода характеризуется, прежде всего, интенсивным внедрением в практику различных методов внепечной обработки и непрерывной разливки стали.

Целью выпускной квалификационной работы является выявить влияние особенностей технологии производства стали марки 50Г в дуговой сталеплавильной печи с применением системы «Consteel» на качество стали.

Для решения данной цели ставятся задачи:

- ✓ описать заданную марку стали;
- ✓ рассмотреть оборудование, на котором производится данная марка сплава на примере ПАО «Ашинский метзавод»;
- ✓ изучить технологию выплавки стали 50ГА с применением системы «Consteel» в условиях данного предприятия;
- ✓ рассчитать материальный и тепловой баланс выплавки марки стали 50ГА;
- ✓ рассмотреть основные виды дефектов при получении сляба из данной марки стали;
- ✓ выявить вредное влияния марганца на организм человека.

## 1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

									Лист
									9
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				

## 1.1 Описание стали

50Г - сталь конструкционная легированная. Химический состав стали представлен в таблице 1 [6].

Таблица 1 – Химический состав стали 50Г, ГОСТ 19281 - 2014

C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Al	Cu
0,48 – 0,56	0,17 – 0,37	0,7 - 1	до 0,3	до 0,035	до 0,035	до 0,3	до 0,08	до 0,3

Таблица 2 – Температура критических точек стали 50Г, °С

Ac <sub>1</sub>	Ac <sub>3</sub>	Ar <sub>1</sub>	Ar <sub>3</sub>
723	760	740	680

Таблица 3 - Технологические свойства марки стали 50Г

Свариваемость	трудносвариваемая
Флокеночувствительность	чувствительна
Склонность к отпускной хрупкости	склонна

## 1.2 Назначение выплавляемой стали

Сталь 50ГА применяется:

- ✓ диски трения,
- ✓ валы,
- ✓ шестерни,
- ✓ шлицевые валы,
- ✓ шатуны,
- ✓ распределительные валики,
- ✓ втулки подшипников,
- ✓ кривошипы, шпиндели,
- ✓ ободы маховиков,
- ✓ коленвалы дизелей и газовых двигателей и другие детали, к которым предъявляются требования повышенной прочности и износостойкости.

## 1.3 Технологическая схема производства



Технология производства стали на ПАО «Ашинский метзавод» включает следующие этапы [10]:

- ✓ подготовка металлошихты
- ✓ транспортировка металлошихты конвейером «Consteel» и загрузка ее в дуговую сталеплавильную печь.
- ✓ выплавка полупродукта в дуговой сталеплавильной печи.
- ✓ доводка полупродукта в агрегате ковш-печь до заданного химического состава
- ✓ разливка стали на МНЛЗ с получением стальной заготовки – слябы.
- ✓ прокат стальной заготовки с получением годного проката.

Технологическую схему производства можно представить в виде рисунка 1.

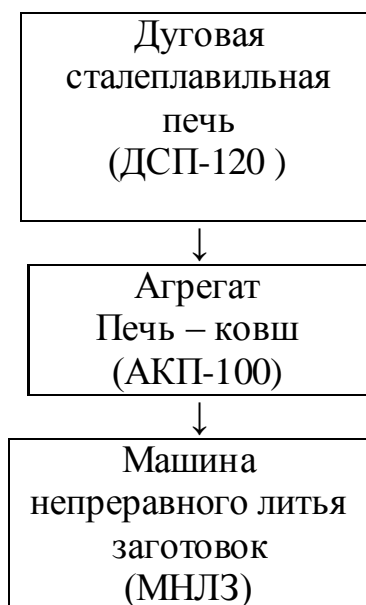


Рисунок 1 - Технологическая схема производства стали марки 50Г в условиях ПАО «Ашинского метзавода»

#### 1.4 Выбор оборудования для выплавки

При производстве стали марки 50Г в условиях предприятия ПАО «Ашинский метзавод» применяется оборудование:

- ✓ Дуговая сталеплавильная печь;
- ✓ Агрегат ковш-печь;
- ✓ Машина непрерывного литья заготовок.

✓ Дуговая сталеплавильная печь

На рисунке 2 представлена схема дуговой сталеплавильной печи [7].

									Лист
									10
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				

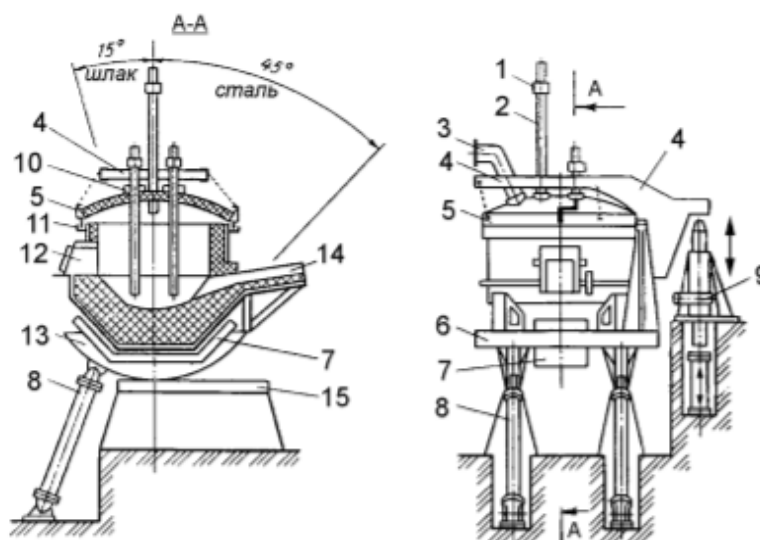


Рисунок 2 – Схема дуговой сталеплавильной печи

В таблице 4 представлены технические характеристики данного агрегата.

Таблица 4 – Общие характеристики дуговой сталеплавильной печи

Тип печи	Переменного тока с полной платформой
Система загрузки скрапа	система непрерывной загрузки - CONSTEEL
Тип выпуска 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°
Угол выпуска	20°
Угол спуска шлака	-15°
Емкость печи	144,5 м <sup>3</sup>
Тип электродных консолей	Проводные
Круговой диаметр электродов	1250 мм
Диаметр электрода	610 мм
Длина электрода	2700 мм
Емкость корзины для лома	85 м <sup>3</sup>

✓ Агрегат Печь – ковш

На рисунке 3 представлена конструкция агрегата ковш-печь [4].

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР	Лист
						101

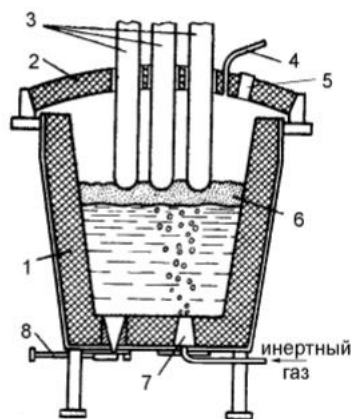


Рисунок 3 – Схема агрегата печь-ковш

В таблице 5 представлены технические характеристики данного агрегата.

Таблица 5 – Общие характеристики агрегата «ковш-печь»

Наименование параметра	Величина	Примечание
Вместимость ковша, т	100	110 max
Диаметр кожуха ковша в верхней части, мм	3700+10	
Номинальная мощность трансформатора, МВА	18	+ 10%
Номинальное первичное напряжение трансформатора, кВ	10	
Диапазон вторичных напряжений, В	318,5-132,5	
Номинальная сила тока электрода, кА	32,6	+ 10%
Диаметр электрода, мм	400	
Диаметр распада электродов, мм	700	
Скорость нагрева металла, град/мин.	3-4	Расчетная
Номинальное давление рабочей жидкости гидропривода, МПа	10	
Расход охлаждающей воды (без учета трансформатора), м <sup>3</sup> /ч	220	Расчетная
Давление воды на охлаждение, МПа:		
- свода и элементов вторичного токоподвода,	0,6	
- трансформатора.	0,25	
Температура охлаждающей воды на сливе, град.С	не более 55	

Продолжение таблицы 5

Расход электродов, кг/т	0,3-0,5	
Расход электроэнергии, квт.ч/т	40-50	

Расход азота, нм <sup>3</sup> /ч	2100-				Лист
22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР					112
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	

	2600	
Давление азота, МПа	0,3-0,4	
Давление воздуха, МПа	0,4-0,6	
Расход аргона на продувку металла, м3/ч	5-25	
Давление аргона на продувку металла, МПа	0,6; 1,2-1,5	

✓ Характеристики машины непрерывного литья заготовок

На рисунке 4 представлена конструкция одноручьевого криволинейной МНЛЗ с вертикальным кристаллизатором [12].

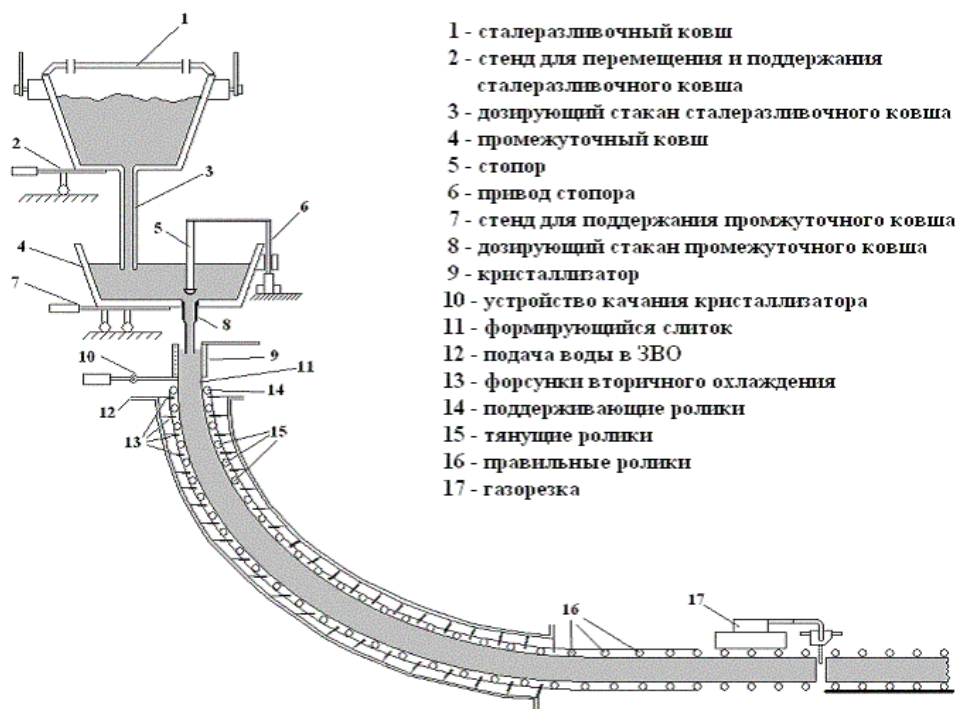


Рисунок 4 – Схема машины непрерывного литья заготовок

В таблице 6 представлены технические характеристики данной машины.

Таблица 6 – Общие характеристики МНЛЗ

Количество ручьев, шт.	1
Радиус разливочной дуги, м.	8

Металлургическая длина машины,				25,68	Лист
				22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР	123
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	

М.	
Размерный сортамент отливаемых слябов мм	4500-6800
Скорость разливки	1,72-2,17 м/мин – для сляба толщиной 180 мм 0,97-1,22 м/мин – для сляба толщиной 240 мм
Емкость сталеразливочного ковша, т	110
Цикл разливки, мин	50-60
Емкость промежуточного ковша, т	27-30
Кристаллизатор	прямой с изменением ширины и толщины
Механизм качания	гидравлический
Тип затравки	цепная
Вид резки заготовок	газовая

### 1.5 Сырьевые материалы необходимые для выплавки

Подавляющую часть шихты составляют углеродистые либо низколегированные отходы. Также в состав шихты входит родственная группа, а также близкие к ней по химическому составу легированные группы от ходов и соответствующие ферросплавы и лигатуры. В завалку даются ферросплавы, которые имеют малый угар или не окисляются, на нижний предел. В качестве науглероживателей в завалку можно давать: чугун, кокс, электродный бой или высокоуглеродистые ферросплавы. Для выплавки стали марки 50Г предлагаю использовать в завалку отходы групп Б – 76, У – 13.

Кроме основной металлической шихты в дуговую печь загружают известь и плавиковый шпат. Химический состав отходов, извести и плавикового шпата будет приведен в разделе 2.

### 1.6 Контроль качества продукции

Контроль химического состава стали и шлака осуществляется в центральной заводской лаборатории или сокращенно ЦЗЛ.

Перед выпуском полупродукта из дуговой сталеплавильной печи осуществляется анализ углерода и фосфора.

Проба на химический анализ отправляется при помощи пневмопочты. Результаты анализа из лаборатории ЦЗЛ передаются на печатающее устройство (принтер), на монитор (АСУ), пульта управления ДСП.

Готовую сталь, полученную на АКП, анализируют по всему химическому составу. Последнюю пробу отбирать не ранее, чем за 10 мин до передачи плавки на разливку.

После получения сляба на МНЛЗ определяют на такие дефекты:

✓ разнотолщинность,

22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР

Лист

138

Изм. Лист № докум. Подпись Дата

- ✓ выпуклость и вогнутость;
- ✓ кривизна (серповидность) ;
- ✓ косина реза;
- ✓ отклонение от симметричности.

### 1.7 Влияние особенностей технологии производства стали марки 50Г в дуговой сталеплавильной печи с применением системы «Consteel» на качество стали

Конструкционными называют стали, применяемые для изготовления деталей машин, конструкций и сооружений. Конструкционными сталями могут быть углеродистые и легированные стали.

Детали современных машин и конструкций работают в условиях высоких динамических нагрузок, концентраций напряжений и низких температур. Все это способствует хрупкому разрушению и снижает надежность работы машин. В связи с этим конструкционные стали должны помимо высоких механических свойств, определяемых при стандартных испытаниях и характеризующих свойства материала, обладать высокой конструктивной прочностью, т. е. прочностью, которая проявляется в условиях их реального применения (в виде деталей, конструкций и т. д.).

Конструкционная сталь должна иметь и хорошие технологические свойства:

- хорошо обрабатываться давлением (прокатка, ковка, штамповка и т. д.);
- и резанием;
- быть не склонной к шлифовочным трещинам;
- обладать высокой прокаливаемостью и малой склонностью к обезуглероживанию, деформациям и трещи новообразованию при закалке и т. д.

Для обеспечения этих свойств в марки стали 50Г рассмотрим применения технологии выплавки в дуговой сталеплавильной печи с применением процесса конвейерной загрузки металлошихты Consteel.

Выплавку производят в дуговой сталеплавильной печи (ДСП) по технологии процесса Consteel емкостью 120 тонн. Эта технология представляет собой выплавку электростали с непрерывной загрузкой горячей шихты в сталеплавильную печь.

Система непрерывной загрузки лома в печь представляет собой технологический процесс, применимый к существующим или новым печам постоянного или переменного тока и позволяющий сократить время отключений печи, а также повысить ее производительность.

Операция загрузки лома выполняется ленточными конвейерами вместо обычных бадей и занимает примерно 10 % длительности плавки (от выпуска до выпуска).

Непрерывная загрузка лома допускает эксплуатацию печи с плоской ванной и, следовательно, позволяет значительно уменьшить броски тока и шум печи. В

результате мощность, подводимая к ДСП, может быть увеличена на 20 % при

22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист
					146

неизменной мощности короткого замыкания сети и без увеличения уровня пульсаций.

При непрерывной загрузке лома расход энергии сокращается примерно на 20 кВт×ч на тонну жидкой стали, так как устраняются потери тепла, вызываемые открытием свода печи для завалки лома бадьями.

Основными задачами этой технологии являются:

- улучшение технико-экономических показателей работы печи вследствие уменьшения времени отключений и потребления электроэнергии;
- сокращение объема технического обслуживания за счет уменьшения числа операций механического, гидравлического и электрического оборудования;
- уменьшения неблагоприятного воздействия на окружающую среду при сокращении числа отверстий в своде печи;
- повышение безопасности операторов при отсутствии брызг стали;
- сокращение числа операций в сталеплавильном цехе при уменьшения количества электромостовых кранов и сталевозов. Установка подогрева и непрерывной загрузки в электродуговую печь по технологии «Consteel» представлена на рисунке 5.

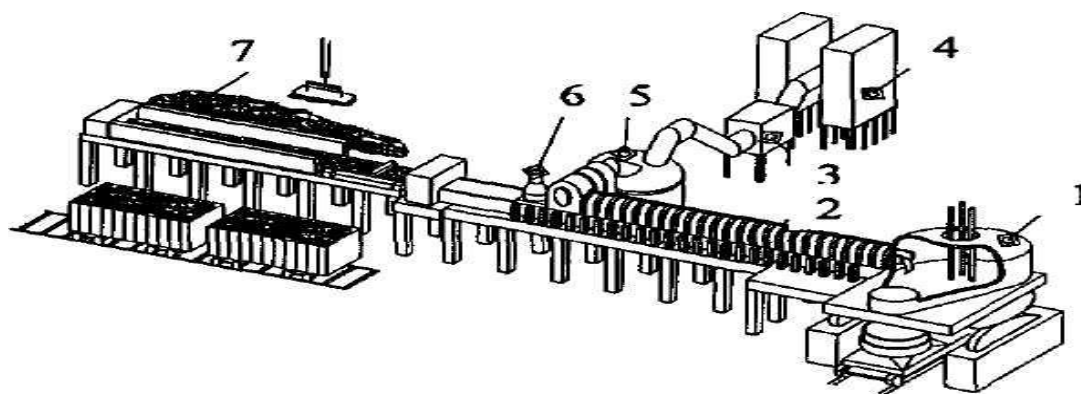


Рисунок 5 – Установка подогрева и непрерывной загрузки в электродуговую печь по технологии «Consteel»: 1 – электродуговая печь; 2 – зона нагрева шихты печными газами; 3 – камера охлаждения отходящих газов; 4 – мешочные фильтры; 5 – камера дожигания отходящих газов; 6 – динамическое уплотнение; 7 – зона загрузки

Сущность процесса состоит в том, что скрап через конвейерный туннель непрерывно загружается в дуговую сталеплавильную печь (ДСП) через специальное загрузочное окно в кожухе печи. Навстречу движению скрапа через окно в туннель идет поток горячих печных газов, которые нагревают скрап перед загрузкой в ДСП. Конвейерная система соединяет скрапной двор с ДСП.

Для осуществления процесса «Consteel» в ДСП вдувают угольный порошок в струе кислорода. В результате в печной атмосфере образуются оксиды CO и CO<sub>2</sub>. В конвейерный туннель (туннельный нагреватель) подают воздух для дожигания CO в печных газах. Предварительный нагрев скрапа во многом определяется процессом дожигания CO в ДСП и туннельном нагревателе. Для оптимизации процессов

предварительного нагрева и плавки скрапа ДСП и туннельный нагреватель следует

22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР

157

рассматривать как единую теплотехническую систему. Это связано с тем, что часть тепловой энергии дожигания СО остается в печи, остальное количество идет на предварительный нагрев скрапа на конвейере.

Скрап загружается на конвейеры магнитными кранами и перемещается по поверхности конвейера пульсирующими движениями ленты – медленно вперед и быстро назад. Он перемещается вперед вместе с конвейером и остается на месте при быстром возврате ленты, в результате материал подается к печи. По пути к печи скрап проходит зону подогрева, где нагревается отходящими печными газами, подаваемыми в направлении, обратном движению скрапа (по принципу противотока). На участке подогрева скрапа оксид углерода (СО), содержащийся в отходящих газах, окисляется при подаче воздуха автоматической системой вдувания. При протекании экзотермических реакций выделяется дополнительное количество тепла, поглощаемое скрапом. В процессе непрерывной загрузки скрапа металл в ванне ДСП находится в жидком состоянии, и расплавление скрапа происходит при его погружении и растворении в металле. Электрические дуги постоянно действуют на ванну жидкого металла, а не на твердый скрап. Поэтому горение дуг стабильно в течение всей плавки и не подвержено возмущающему влиянию коротких замыканий электродов на твердые куски скрапа, как это происходит в случае периодической загрузки шихты (с подогревом или без него).

Технология «Consteel» имеет две главные особенности, которые делают ее отличной от большей части других технологий расплавления скрапа в ДСП: предварительный подогрев и непрерывная загрузка шихты. Это обеспечивает следующие преимущества для производителя металлопродукции: быструю окупаемость инвестиций; снижение производственных затрат; высокую производительность и гибкость производства; снижение отрицательного влияния на окружающую среду и безопасность для персонала.

Предварительный подогрев шихты позволяет значительно сократить расход технологической электроэнергии на расплавление. При средней температуре подогрева скрапа от 400 до 600 °С и полноте расплавления от 70 до 80 % массы завалки экономия энергии колеблется от 80 до 100 кВт×ч на тонну жидкой стали на выпуске. Эти значения подтверждены опытом существующих установок «Consteel».

Непрерывная загрузка шихты проводится в течение всего периода плавки; при этом загрузка бадьями не используется. Конвейер подает скрап со скрапного двора прямо в электродуговую печь. Свод ДСП всегда закрыт, отсос отходящих газов проводится постоянно из рабочего пространства в систему первичного газохода, нет необходимости отсоса неорганизованных потоков газа в колпак над печью во вторичный газоход.

Система управления ДСП автоматически регулирует подачу скрапа для поддержания заданной температуры ванны, вдувание кислорода и угольной пыли для получения вспененного шлака с заданными свойствами.

Эксплуатационные параметры установки «Consteel» таковы, что снижается уровень шума, выделяется меньше пыли и не используется завалка печи бадьями. Металл и шлак находятся в печи в состоянии, в большей степени

приблизженном к физико-химическому равновесию, а это означает, что	лист				
<i>22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР</i>					
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	168



протекание бурных реакций менее вероятно. Водоохлаждаемые стены, свод и фурмы печи не имеют течей, которые возникают из-за прожигания дугами или из-за ударов кусков скрапа при бадьевой загрузке, соответственно снижается риск попадания воды в печь. Это создает более безопасные и комфортные условия работы персонала. Установка с непрерывной загрузкой шихты позволяет проводить плавки на разной шихте: до 40 % жидкого чугуна через боковой желоб, остальное – твердый скрап (скрап, железо прямого восстановления, твердый чугун) через систему «Consteel»; 100 % твердой металлошихты (скрап, железо прямого восстановления, твердый чугун) через систему «Consteel» и так далее. Расходные показатели процесса «Consteel» заметно лучше, чем при обычной электроплавке. В частности, расход электроэнергии при 30 % жидкого чугуна в шихте составил в среднем 260 кВт×ч/т. Низкое содержание азота в металле на выпуске дает возможность производить высококачественную сталь с содержанием азота на уровне конвертерного металла.

По сравнению с обычной технологией плавки в ДСП метод «Consteel» позволяет экономить энергию благодаря подогреву лома, постоянному режиму рафинирования и стабильности дуги, покрытой вспененным шлаком. Таким образом, достигается весьма эффективная теплопередача от дуги к расплаву с минимальными потерями тепла на огнеупорную футеровку и водоохлаждаемые панели в стенках и своде печи.

Основные показатели технологии «Consteel» представлены в таблице 7.

Таблица 7 - Основные показатели технологии «Consteel»

Показатель	Расход, характеристика
Производительность: а) отношение периода работы под током к продолжительности плавки от выпуска – до выпуска б) производительность на 1 МВт в) коэффициент использования оборудования (без профилактического обслуживания)	От 90 до 95 % (отключение тока только во время выпуска)  2,5 т/ч Более 98 % всего фонда рабочего времени

<p>Металлическая шихта:</p> <p>а) размеры кусков</p> <p>б) плотность шихты</p> <p>в) выход годного металла</p>	<p>Любая готовая шихта для ДСП</p> <p>Ограничений нет. Вплоть до средней плотности 0,3 – 0,4 т/м<sup>3</sup></p> <p>На 1 – 2 % выше по сравнению с периодической завалкой</p>
<p>Расходные показатели:</p> <p>а) электроэнергия</p> <p>б) кислород</p> <p>в) углерод</p> <p>г) природный газ</p> <p>д) электроды</p> <p>е) огнеупоры</p>	<p>325...350 кВт×т</p> <p>20...40 м<sup>3</sup></p> <p>5...25 кг</p> <p>Не используется</p> <p>1,0...1,5 кг для ДСП на переменном токе и 0,9...1,1 кг – на постоянном токе</p> <p>На 40...60 % ниже, чем при периодической загрузке</p>
<p>Металлургические результаты.</p> <p>Содержания азота</p>	<p>Ниже по сравнению с периодической загрузкой ДСП</p>
<p>Газоочистка:</p> <p>а) первичные газы;</p> <p>б) вторичные газы;</p> <p>в) пыль в выбросах</p> <p>г) пыль и газы на уровне рабочей площадки печи</p>	<p>Расход сократился на 20...30 % по сравнению с периодической загрузкой ДСП</p> <p>Постоянный расход, равный половине требуемого для аналогичной печи при загрузке бадьями</p> <p>Сокращена на 30...40 % по сравнению с периодической загрузкой ДСП</p> <p>Очень низкое содержание</p>

Продолжение таблицы 7

<p>Затраты на ремонт (плановые и Внеплановые)</p>	<p>Меньше, чем на ДСП с периодической загрузкой</p>
<p>Воздействие на систему электро-снабжения. Мигание (фликер-эффект) и высокочастотные гармоники</p>	<p>Снижаются на 60...70 % по сравнению с ДСП с периодической загрузкой</p>

Воздействие на окружающую среду:

- а) шум;
- б) радиоактивность;
- в) выброс CO<sub>2</sub> в эквивалентных тоннах

Ниже 95 дБ всегда на расстоянии 10 м  
От рабочего окна ДСП, в среднем во  
Время расплавления ниже 90 дБ  
Высокая точность дополнительного  
контроля  
Снижен на 10...30 % по сравнению с  
Периодической загрузкой

Технология получения жидкой стали «Consteel» характеризуется высокой производительностью, относительно короткими и регулируемыми циклами плавки и самыми низкими энергозатратами, по сравнению с другими ДСП, использующими традиционные или другие методы выплавки стали.

Кроме того, поскольку свод печи находится в закрытом состоянии, экономится не только время ввиду исключения завалки корзин, но и энергия, так как устраняются тепловые потери в окружающую среду.

Мощность печного трансформатора ниже (при той же часовой производительности), чем в печах с завалкой сверху. Поскольку процесс плавления является непрерывным (без потерь времени на завалку лома сверху), то мощность трансформатора можно использовать максимально в течение всего периода плавления (отпадает необходимость в ее понижении, как при завалке лома через верх), и вследствие этого мощность трансформатора может быть более низкой. Это также означает уменьшение объема капиталовложений в сам трансформатор, подстанцию и в некоторых случаях в статический компенсатор реактивной мощности.

Поскольку при использовании метода «Consteel», по сравнению с любой традиционной печью той же производительности, требуется меньшая установленная мощность, договор на которую нужно заключать с поставщиками электроэнергии, то применение данной технологии приводит, помимо низкого потребления энергии, к снижению тарифов на энергию.

Экономия электродов в печах «Consteel» основана на следующих факторах:

- ✓ пониженный расход электродов вследствие понижения уровня тока;
- ✓ практическое отсутствие поломок электродов (благодаря ровной поверхности ванны); высокая производительность;
- ✓ пониженный расход электродов благодаря восстановительной атмосфере внутри ДСП и отсутствию контакта с окружающей атмосферой, как в случае печей с завалкой через верх.

При применении метода «Consteel» выход жидкой стали из металлолома увеличивается, по крайней мере, на 1,5 % благодаря уменьшенному содержанию FeO в шлаке.

									Лист
									20
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				

При работе по методу «Consteel» ванна постоянно находится в режиме рафинирования при надлежащем содержании углерода. Интенсивный непрерывный обмен между металлом и шлаком поддерживает содержание FeO на более низком уровне, близком к равновесию с содержанием углерода в ванне.

При традиционной технологии или использовании шахтной печи ванна находится в режиме рафинирования только ближе к концу плавки в течение 10 – 15 минут, что не позволяет понизить содержание FeO в шлаке до того же уровня, что при методе «Consteel».

Образование пыли сокращается ввиду ровной поверхности расплава (из-за отсутствия плавления лома и его резки кислородными резаками) и ввиду того, что большая часть пыли осаждается на ломе в подогревателе из-за низкой скорости отходящих газов. Улавливаемая пыль затем переплавляется в печи.

В то время как отходящий газ печи направляется из печи через камеру подогревательного конвейера, внутри подогревателя генерируется дополнительное тепло из-за сгорания окиси углерода, присутствующей в отходящем газе печи с контролируемым впуском свежего воздуха.

Реакция окисления окиси углерода является чрезвычайно экзотермической, что увеличивает теплосодержание отходящего газа, и, в конечном счете, создает большую часть тепла, приносимую в подогреватель от плавильной печи, которая является генератором окиси углерода вследствие введения в нее углерода и кислорода.

Поток отходящего газа движется навстречу лому, поступающему по лотковому конвейеру с водяным охлаждением. Конвейер движется внутри камеры подогревателя. Тепло посредством излучения и конвекции передается движущейся металлошихте, которая нагревается до температуры примерно 600 °С. Благодаря дополнительному теплу, создаваемому в подогревателе, температура газа, выходящего из подогревателя, составляет приблизительно 1000 °С. Источник углерода для вдувания кислорода в ванну может быть частью металлической шихты – жидкого чугуна, чугунных чушек, чугунной стружки или угольной мелочи, которая вводится в расплав.

Итак применение непрерывной загрузки металлошихты с помощью системы «Consteel» уменьшает содержание газов в стали, что улучшает ее свойства, а также в таблице были приведены другие показатели эффективности применения этой системы.

## 2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

### 2.1 Назначить и рассчитать технологические параметры выплавки

Таблица 8 - Химический состав марки стали 50Г

C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Al	Cu	
0,48 – 0,56	0,17 – 0,37	0,7 - 1	до 0,3	до 0,035	до 0,035	до 0,3	до 0,08	до 0,3	
<b>Изм.</b>	<b>Лист</b>	<b>№ докум.</b>	<b>Подпись</b>	<b>Дата</b>	<b>22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР</b>				<b>22</b>

Таблица 9– Химический состав отходов, которые предполагается использовать в завалку, %

Материал	Содержание элементов													
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	Al	W	Mo	V	Cu	Fe
Б – 76	1,45	0,9	1,6	0,01	0,01	0,0	0,05	0,01	0,03	0,03	0,01	0,05	0,03	95,77
У – 13	1,3	0,25	0,25	0,016	0,016	0,1	0,125	0	0	0	0	0	0,12	97,818

Таблица 10 – Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов						
		C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni
Б – 76	100800	604,8	453,6	806,4	20,16	20,16	151,2	151,2
У–13	25200	327,6	63	63	4,032	4,032	25,2	31,5
Всего	126000	932,4	516,6	869,4	24,192	24,192	176,4	182,7
Всего, %	100	0,74	0,41	0,69	0,0192	0,0192	0,14	0,145

Продолжение таблицы 10

Материал	Масса	Содержание элементов						
		Ti	Al	W	Mo	V	Cu	Fe
Б-76	100800	10,08	30,24	30,24	30,24	10,08	151,2	98330,4
У–13	25200	0	0	0	0	0	31,5	24977,74
Всего	126000	10,08	30,24	30,24	30,24	10,08	182,7	122980,5
Всего, %	100	0,008	0,024	0,024	0,024	0,008	0,145	97,604

Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, представлен в таблице 11 и таблице 12.

Таблица 11 – Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

Материал	Содержание										Потери при прокаливании
	CaO	SiO <sub>2</sub>	MgO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaF <sub>2</sub>	FeO	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	
Известь	86,00	1,80	6,00	—	—	—	—	—	0,06	0,10	7,70
Магнезит	1,00	3,00	93,00	—	1,00	2,00	—	—	—	—	—
Руда	0,10	5,25	0,30	—	4,10	—	—	90,00	0,10	0,15	[O] – 27,70
Электрод	0,118	0,565	—	—	0,317	—	—	—	—	—	[C] – 99,00

Таблица 12 – Химический состав легирующих и раскислителей, которые

					Лист
22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР					
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	23

предполагается использовать в процессе выплавки, %

Материал	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	W	Mo	V	Cu	Al	Fe
ФС 75	–	65,00	0,40	0,05	0,02	0,40	–	–	–	–	–	2,00	32,13
ФМн88	7,00	6,00	78,00	0,05	0,02	–	–	–	–	–	–	–	8,93
A97	–	0,01	–	–	–	–	–	–	–	–	–	99,98	0,01

Выплавка стали в дуговой сталеплавильной печи.

Период плавления

1) Окисление элементов

Таблица 13 – Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавления, %

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Al	Mo	Cu	V	Fe
Общий	20,0	100,0	70,0	ΔP	0	20,0	1,5	100,0	0	100,0	0	0	0	2,0
В шлак	0	100,0	80,0	100,0	0	80,0	0	100,0	0	100,0	0	0	0	20,0
В улёт	100,0	0	20,0	0	0	20,0	100,0	0	0	0	0	0	0	80,0

Таблица 14 – Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C	932,4	186,48	745,92	0,612
Si	516,6	516,6	0	0
Mn	869,4	695,52	173,88	0,142

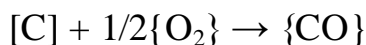
Продолжение таблицы 14

P	24,192	0	24,192	0,2
S	24,192	0	24,192	0,2
Cr	176,4	35,28	141,12	0,12
Ni	182,7	2,74	179,96	0,147
Ti	10,08	10,08	0	0
Al	30,24	30,24	0	0
W	30,24	0	30,24	0,025
V	10,08	0	10,08	0,0082
Cu	182,7	0	182,7	0,15
22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
				24

Mo	30,24	0	30,24	0,025
Fe	122980,54	2459,65	120520,89	98,74
Всего	126000	3936,59	122063,414	100

Определение кислорода, необходимого для окисления элементов шихты.

1) Окисление углерода происходит по реакции:



Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле (1):

$$m_{i_xO_y} = \frac{m_i}{\nu_i \cdot \mu_i} \cdot \nu_{i_xO_y} \cdot \mu_{i_xO_y}, \text{ кг}, \quad (1)$$

где  $\nu_{i_xj_y}$  – стехиометрические коэффициенты элемента  $i$  и оксида  $i_xO_y$ ;

$\mu_{i_xj_y}$  – молекулярные массы элемента  $i$  и оксида  $i_xO_y$ .

Расчет количества кислорода, кг, необходимого для окисления элементов определяем по формуле (2):

$$m_{O_2}(i) = m_{i_xO_y} - m_i, \text{ кг}, \quad (2)$$

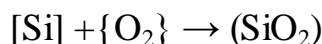
Углерод. Образуется CO (1):

$$m_{CO} = \frac{186,48 \cdot 28}{12} = 435,12 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода на окисление углерода (2):

$$m_{O_2}(C) = m_{CO} - m_C = 435,12 - 186,48 = 248,64 \text{ кг.}$$

2) Кремний. Окисление кремния происходит по реакции:



Образуется кремнезема (1):

$$m_{(SiO_2)} = \frac{516,6 \cdot 60}{28} = 1107 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода на окисление кремния (2):

$$m_{O_2}(Si) = m_{SiO_2} - m_{Si} = 1107 - 516,6 = 590,4 \text{ кг.}$$

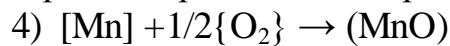
Лист

22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР

25

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

3) Марганец. Окисление марганца происходит по реакции:



Образуется (MnO) (1):

$$m_{MnO} = \frac{695,52 \cdot 71}{55} = 897,85 \text{ кг}$$

Из этого количества 20% теряется с газами, а 80% переходит в шлак

С газами теряется  $\frac{897,85 \cdot 20}{100} = 179,57 \text{ кг } MnO$ , из них  $\frac{695,52 \cdot 20}{100} = 139,104 \text{ кг } Mn$ .

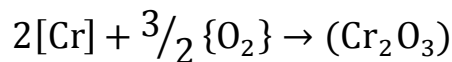
В шлак переходит  $\frac{897,85 \cdot 80}{100} = 718,28 \text{ кг } MnO$ , из них  $\frac{695,52 \cdot 80}{100} = 556,416 \text{ кг } Mn$ .

Потребуется кислорода на окисление марганца (2):

$$m_{O_2}(Mn) = m_{MnO} - m_{Mn} = 897,85 - 695,52 = 202,33 \text{ кг}$$

5) Сера. Принимаем, что в период плавления сера из шихты не удаляется.

6) Хром. Окисление хрома происходит по реакции:



Образуется (Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) (1):

$$m_{Cr_2O_3} = \frac{35,28 \cdot 152}{104} = 51,56 \text{ кг}$$

Из этого количества 20% уносится с печными газами, а 80% переходит в шлак.

С газами теряется  $\frac{35,28 \cdot 20}{100} = 7,056 \text{ кг } Cr_2O_3$ , из них  $\frac{51,56 \cdot 20}{100} = 10,312 \text{ кг } Cr$ .

В шлак переходит  $\frac{35,28 \cdot 80}{100} = 28,22 \text{ кг } Cr_2O_3$ , из них

$\frac{51,56 \cdot 80}{100} = 41,25 \text{ кг } Cr$ .

Потребуется кислорода на окисление хрома (2):

$$m_{O_2}(Cr) = m_{Cr_2O_3} - m_{Cr} = 51,56 - 35,28 = 16,28 \text{ кг}$$

7) Никель.

									Лист
									26
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				



Считаем, что во время плавления в зоне электрических дуг испаряется 1,5% никеля, имевшегося в шихте. Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 2,74 кг.

8) Титан. Оксид титана полностью переходит в шлак.  
Образуется  $TiO_2$  (1):

$$m_{TiO_2} = \frac{10,08 \cdot 80}{48} = 16,8 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление титана (2):

$$m_{O_2}(Ti) = m_{TiO_2} - m_{Ti} = 16,8 - 10,08 = 6,72 \text{ кг}$$

9) Вольфрам.

Принимаем, что в период плавления вольфрам из шихты не удаляется.

10) Алюминий. Образуется глинозема (1):

$$m_{Al_2O_3} = \frac{30,24 \cdot 102}{54} = 57,12 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление алюминия (2):

$$m_{O_2}(Al) = m_{Al_2O_3} - m_{Al} = 57,12 - 30,24 = 26,88 \text{ кг}$$

11) Молибден, медь, ванадий.

Принимаем, что в период плавления эти элементы из шихты не удаляются. Допускаем, что ванадий не окисляется по причине небольшого его присутствия в шихте.

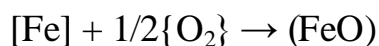
12) Железо.

Принимаем, что в период плавления 80% окислившегося железа теряется с газами, а 20% переходит в шлак.

Образуется оксидов железа в пересчете на  $FeO$  (1):

$$m_{FeO} = \frac{2459,65 \cdot 72}{56} = 3162,41 \text{ кг}$$

по реакции:



Из этого количества 80% уносится с печными газами, а 20% переходит в шлак.

									Лист
									27
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				

С газами теряется  $\frac{2459,65 \cdot 80}{100} = 1967,72$  кг FeO, из них

$$\frac{3162,41 \cdot 80}{100} = 2529,93 \text{ кг Fe.}$$

В шлак переходит  $\frac{2459,65 \cdot 20}{100} = 491,93$  кг FeO, из них

$$\frac{3162,65 \cdot 20}{100} = 632,53 \text{ кг Fe.}$$

Потребуется кислорода на окисление железа (2):

$$m_{O_2}(Fe) = m_{FeO} - m_{Fe} = 3162,41 - 2459,65 = 702,76 \text{ кг}$$

13) **Металл.**

В конце периода плавления в печи остается следующее количество металла (с учетом угаров элементов): 122063,414 кг, содержание углерода в металле составит 0,612 %.

Содержание кислорода в металле определяем по формуле:

$$[O] = - \left( \frac{0,00216}{[C]} \right) + 0,00884 \quad (3)$$

Содержание кислорода в металле  $[O] = - \left( \frac{0,00216}{[C]} \right) + 0,00884 = 0,00534$  %.

Определяем содержание кислорода в металле, которое пошло на насыщение металла, используя пропорцию:

$$\frac{122063,414+x}{x} = \frac{100}{0,00534},$$

где  $x$  – искомая величина, кг;

122063,414+ $x$  – масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

0,00534 - содержание кислорода в металле, %.

$$x = 6,52 \text{ кг}$$

## 1.2) Шлакообразование

Шлак периода плавления образуется из извести, агломерата, составляющих разрушающейся футеровки ванны, стен и свода, оксидов, полученных при окислении компонентов металлической шихты.

	Расчет количества компонентов, вносимых в шлак, определяем по формуле				Лист
					28
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	

22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР

$$m_i(j) = \frac{m_j \cdot (j)}{100}, \quad (4)$$

где  $m_i(j)$  – масса компонента  $i$ , вносимого шлакообразующим  $j$ , кг;

$m_j$  – расход шлакообразующего  $j$ , кг;

( $i$ ) – содержание компонента  $i$  в шлакообразующем  $j$ .

а) Расчет компонентов, вносимых известью в шлак, кг (4):

$$CaO = \frac{2600 \cdot 88}{100} = 2288 ;$$

$$SiO_2 = \frac{2600 \cdot 1,3}{100} = 33,8;$$

$$MgO = \frac{2600 \cdot 2}{100} = 52 ;$$

$$Al_2O_3 = \frac{2600 \cdot 0,8}{100} = 20,8;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{2600 \cdot 0,2}{100} = 5,2;$$

В данном расчете ведем пересчет на FeO, по формуле:

$$m_{FeO} = \frac{m_{Fe_2O_3} \cdot \mu_{Fe(Fe_2O_3)} \cdot \mu_{FeO}}{\mu_{Fe_2O_3} \cdot \mu_{Fe(FeO)}}, \quad (5)$$

где  $m_{FeO}$  и  $m_{Fe_2O_3}$  - массы FeO и  $Fe_2O_3$  соответственно, кг;

$\mu_{Fe(Fe_2O_3)}$  и  $\mu_{Fe(FeO)}$  - молекулярные массы железа в  $Fe_2O_3$  и в FeO соответственно;

$\mu_{FeO}$  и  $\mu_{Fe_2O_3}$  - молекулярные массы FeO и  $Fe_2O_3$  соответственно.

В пересчете на FeO (5):

$$\frac{5,2 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 4,68 \text{ кг.}$$

Кроме того, выделится в атмосферу за счет потерь при прокаливании (4):

						Лист
					22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР	29
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$\frac{2100 \cdot 7,7}{100} = 161,7 \text{ кг CO}_2.$$

б) Расчет составляющих, поступивших в шлак из футеровки ванны ДСП.

Примерный расход магнезитового порошка на заправку печи определяем по формулам, кг/т [4]:

$$72 \cdot m_0^{-0,294} \text{ – при немеханизированной заправке;} \quad (6)$$

$$40 \cdot m_0^{-0,17} \text{ – при механизированной заправке,} \quad (7)$$

где  $m_0$  – масса садки печи, кг.

Расход магнезитового порошка равен (6):

$$40 \cdot 126000^{-0,17} \cdot 105 = 571,2 \text{ кг}$$

Тогда магнезит внесет в шлак, кг (4):

$$CaO = \frac{571,2 \cdot 1}{100} = 5,712 ;$$

$$SiO_2 = \frac{571,2 \cdot 3}{100} = 17,136 ;$$

$$MgO = \frac{571,2 \cdot 93}{100} = 531,216 ;$$

$$Al_2O_3 = \frac{571,2 \cdot 1}{100} = 5,712 ;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{571,2 \cdot 2}{100} = 11,424 ;$$

В пересчете на FeO (5):

$$\frac{11,424 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 10,28 \text{ кг.}$$

в) Поступление в шлак золы электродов. Расход современных электродов составляет 4...5 кг/т – отечественных фирм – производителей и 1...2 кг/т – зарубежных. Принимаем, что за время плавки расходуется 4,5 кг/т электродов, т.е. 420 кг. В электроде содержание углерода составляет 99%, тогда окисляется углерода:

$$m_c = \frac{420}{100} \cdot 99 = 415,800 \text{ кг.}$$

22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР

Лист

30

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

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

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{0,7 \cdot 415,800}{12} \cdot 28 = 679,14 \text{ кг};$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0,3 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{0,3 \cdot 415,800}{12} \cdot 44 = 457,38 \text{ кг}.$$

Количество кислорода необходимого для окисления углерода составит:

$$m_{O_2} = m_{CO} - m_C \cdot 0,7 = 679,14 - 415,8 \cdot 0,7 = 388,08 \text{ кг};$$

$$m_{O_2} = m_{CO_2} - m_C \cdot 0,3 = 457,38 - 415,8 \cdot 0,3 = 332,64 \text{ кг}.$$

Итого масса кислорода на окисление углерода равна 720,72 кг.  
Разрушающиеся электроды также вносят в шлак, кг (4):

$$CaO = \frac{420,000 \cdot 0,118}{100} = 0,496$$

$$SiO_2 = \frac{420,000 \cdot 0,565}{100} = 2,373$$

$$Al_2O_3 = \frac{420,000 \cdot 0,317}{100} = 1,331$$

г) Поступление оксидов в шлак из металла, кг (см. выше):

SiO<sub>2</sub> – 1107  
MnO – 897,85  
Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 51,56  
TiO<sub>2</sub> – 16,8  
Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 57,12  
FeO – 491,93

д) Расчет составляющих, поступивших в шлак из агломерата.

Содержание FeO в шлаке в конце периода плавления должно быть 20%.

Определяем количество FeO в шлаке, ориентировочно полагая, что шлак в печи в конце периода плавления составляет 5...7 % от массы металла или

$$(122063,414 - 6,52) \cdot 7 = 8543,98 \text{ кг},$$

$$\frac{100}{100} 22.03.02.2018.859.00 \text{ ПЗ ВКР}$$

Лист

31

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

где (122063,414-6,52) – масса металла с учетом содержания кислорода, кг; шлак составляет 7% от массы металла.

Определяем количество FeO в шлаке:

$$\frac{8543,98 \cdot 20}{100} = 1708,79 \text{ кг}$$

Это количество вносится известью, футеровкой, оксидами из металлической ванны и рудой. Известью, футеровкой и оксидами из металлической ванны в шлак внесено  $3,78+10,28+491,93=505,99$  кг FeO.

Тогда руда внесет:

$$1708,79 - 505,99 = 1202,8 \text{ кг FeO}$$

На образование такого количества FeO потребуется:

железа (1)  $\frac{1202,8 \cdot 56}{72} = 935,51$  кг и кислорода (2)  $1202,8 - 935,51 = 267,29$  кг.

Для определения расхода руды в период плавления составляем баланс кислорода в период плавления без учета окисления фосфора, кг.

- 1) на окисление углерода – 248,64;
- 2) на окисление кремния – 590,4;
- 3) на окисление марганца – 202,33;
- 4) на окисление хрома – 16,28;
- 5) на окисление титана – 6,72;
- 6) на окисление алюминия – 26,88;
- 7) на окисление железа – 702,76;
- 8) на окисление электродов – 720,72;
- 9) на насыщение металла – 6,52;
- 10) на образование FeO – 267,29.

Всего: 2788,54.

Следовательно, с железной рудой и газообразным кислородом необходимо внести кислорода  $2788,54 - 328,401 = 2460,14$  кг.

Для того, чтобы внести такое количество кислорода, необходимо израсходовать в период плавления железной руды (в нашей технологии дополнительно возможно применение газообразного кислорода):

$$\frac{2460,14 \cdot 100}{27,7} = 8881,37 \text{ кг}, \quad (8)$$

где 2460,14 – необходимо внести кислорода с железной рудой, кг;				Лист
22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				32
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

27,7 – содержание кислорода в руде, %

Руда, кроме кислорода, вносит железа:

$$\frac{8881,37 \cdot 62,3}{100} = 5533,09 \text{ кг}, \quad (9)$$

из них 935,51 кг остается в шлаке в виде FeO, следовательно, переходит в металл железа  $5533,09 - 935,51 = 4597,6$  кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{8881,37 \cdot 0,1}{100} = 8,88;$$

$$MgO = \frac{8881,37 \cdot 0,3}{100} = 26,6;$$

$$SiO_2 = \frac{8881,37 \cdot 5,25}{100} = 466,27;$$

$$P_2O_5 = \frac{8881,37 \cdot 0,15}{100} = 13,32;$$

$$Al_2O_3 = \frac{8881,37 \cdot 4,1}{100} = 364,136;$$

$$S = \frac{8881,37 \cdot 0,1}{100} = 8,81.$$

Таблица 15 – Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Известь	33,8	2288	—	4,68	—	20,8
Футеровка ванны	17,136	5,712	—	10,28	—	5,712
Электрод	2,373	0,496	—	—	—	1,33
Оксиды из металлической ванны	1107	—	897,85	491,93	51,56	57,12
Руда	466,27	8,88	—	1202,8	—	364,1
Всего	1626,58	2303,1	897,85	1709,7	51,56	449,1
Всего%	21,1	29,87	11,65	22,2	0,67	5,83

Продолжение таблицы 15

	Источник	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Σ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР		33

поступления					
Известь	52	—	—	—	2399,28
Футеровка ванны	531,216	—	—	—	570,056
Электрод	—	—	—	—	4,2
Оксиды из металлической ванны	—	16,8	—	—	2622,26
Руда	26,6	—	13,36	8,8	2090,8
Всего	609,82	16,8	13,36	8,8	7708,83
Всего%	7,91	0,22	0,17	0,11	100

Таблица 16 – Состав металла по расплавлению шихты, кг

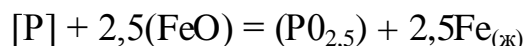
Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	932,4	-	-	186,48	745,92	0,64
O	-	6,52	-	-	6,52	0,006

Продолжение таблицы 16

Si	516,6	-	516,6	-	0	0
Mn	869,4	-	556,46	139,104	173,84	0,15
P	24,192	-	-	-	24,192	0,021
S	24,192	-	-	-	24,192	0,021
Cr	176,4	-	41,25	10,312	124,84	0,107
Ni	182,7	-	-	2,74	179,96	0,15
Ti	10,08	-	10,08	-	0	0
W	30,24	-	-	-	30,24	0,026
Al	30,24	-	30,24	-	0	0
Mo	30,24	-	-	-	30,24	0,026
Cu	182,7	-	-	-	182,7	0,156
V	10,08	-	-	-	10,08	0,009
Fe	122980,54	4597,6	632,53	2529,93	115220,48	98,69
Всего	126000	4604,12	1787,16	2868,57	116753,204	100

### 1.3) Окислительная дефосфорация при выплавке стали

Рафинирование стали от фосфора обычно осуществляют путем его окисления и перевода образующегося оксида фосфора в шлак:



По экспериментальным данным получено уравнение:

						Лист
						34
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР	



$$\lg K_p = \lg \frac{x_{PO_{2,5}} \cdot \gamma_{PO_{2,5}}}{(x_{FeO} \cdot \gamma_{FeO})^{2,5} \cdot [P] \cdot f_p} = \frac{1120}{T} - 1,385 \quad (10)$$

Таблица 17 – Состав шлага дефосфорации

Состав шлага	CaO	SiO <sub>2</sub>	MnO	FeO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	TiO <sub>2</sub>	PO <sub>2,5</sub>	Σ
M <sub>RO</sub>	56	60	71	72	40	102	152	80	71	-
n <sub>RO</sub>	0,56	0,327	0,173	0,32	0,2	0,04	0,005	0,003	0,002	1,63
X <sub>RO</sub>	0,34	0,2	0,11	0,2	0,122	0,02	0,003	0,002	0,001	1
n <sub>R+</sub>	0,56	0,327	0,173	0,32	0,2	0,08	0,01	0,003	0,004	1,677
X <sub>R+</sub>	0,33	0,19	0,1	0,191	0,119	0,0477	0,006	0,0018	0,002	1

По теории регулярных растворов В.А.Кожеурова найдем значения коэффициентов активности  $\gamma_{FeO}$  и  $\gamma_{PO_{2,5}}$ :

$$\begin{aligned} \lg \gamma_{FeO} &= \frac{1000}{T} \cdot [2,18 \cdot X_{Mn} \cdot X_{Si} + 5,9 \cdot (X_{Ca} + X_{Mg}) \cdot X_{Si} + 10,5 \cdot X_{Ca} \cdot X_P] = \\ &= \frac{1000}{1873} \cdot [2,18 \cdot 0,1 \cdot 0,19 + 5,9 \cdot (0,33 + 0,119) \cdot 0,19 + 10,5 \cdot 0,33 \cdot 0,002] = 0,294; \end{aligned}$$

$$\gamma_{FeO} = 4,14$$

$$\lg \gamma_{PO_{2,5}} \approx \lg \gamma_{FeO} - \frac{10500}{1873} \cdot X_{Ca} = 0,294 - \frac{10500}{1873} \cdot 0,33 = -1,556;$$

$$\gamma_{PO_{2,5}} = 0,0278$$

Значение  $f_p$  определим по параметрам взаимодействия первого порядка при 1873 К:

$$\begin{aligned} \lg f_p &= e_p^C \cdot [C] + e_p^O \cdot [O] + e_p^{Si} \cdot [Si] - e_p^{Mn} \cdot [Mn] + e_p^P \cdot [P] + e_p^S \cdot [S] - e_p^{Cr} \cdot [Cr] - e_p^{Ni} \cdot [Ni] + e_p^{Ti} \cdot [Ti] - \\ &- e_p^W \cdot [W] + e_p^{Al} \cdot [Al] - e_p^{Mo} \cdot [Mo] - e_p^{Cu} \cdot [Cu] - e_p^V \cdot [V] = 0,13 \cdot 0,64 + 0,13 \cdot 0,006 - 0,032 \cdot 0,15 + \\ &+ 0,062 \cdot 0,021 + 0,028 \cdot 0,021 - 0,044 \cdot 0,107 - 0,0059 \cdot 0,15 - 0,023 \cdot 0,026 - 0,017 \cdot 0,026 - 0,035 \cdot 0,156 - \\ &- 0,042 \cdot 0,009 = 0,0787; \end{aligned}$$

$$f_p = 1,199$$

				(RO)	$n_{RO}$	$n_R = \sum n_{RO}$	$n_R = \sum n_R$	Лист
				$\mu_{RO}$	$\sum n_{RO}$	$\sum n_R$	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР	35
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				

После преобразования формулы (10) получим выражение для коэффициента распределения фосфора между металлом и шлаком:

$$L_P = \frac{(P)}{[P]} = \frac{\mu_P \cdot K_P \cdot f_P \cdot (x_{FeO} \cdot \gamma_{FeO})^{2,5} \cdot \sum n_{RO}}{\gamma_{PO_{2,5}}}$$

где  $\mu_P$  – атомная масса фосфора,

$$L_P = \frac{31 \cdot 0,163 \cdot 1,199 \cdot (0,2 \cdot 4,14)^{2,5} \cdot 1,63}{0,0278} = 22,166 .$$

По известному значению  $L_P$  определим конечную концентрацию фосфора в металле  $[P_K]$ , %:

$$[P_K] = \frac{100 \cdot [P_H] + \lambda \cdot (P_H)}{100 + \lambda \cdot L_P},$$

где  $(P_H) = \frac{\mu_P}{\mu_{P_2O_5}} \cdot (P_2O_5)$  – начальные концентрации фосфора в металле и шлаке соответственно, %;

$\mu_P$  и  $\mu_{P_2O_5}$  – молекулярные массы P и  $P_2O_5$  соответственно;

$\lambda = \frac{m_{ш}}{m_M} \cdot 100$  – кратность шлака, %;

$m_{ш}$  и  $m_M$  – массы шлака и металла, кг;

$$[P_K] = \frac{100 \cdot 0,021 + \frac{7322,53}{116753,204} \cdot 100 \cdot 0,11 \cdot \frac{31}{71}}{100 + \frac{7322,53}{116753,204} \cdot 100 \cdot 22,166} = 0,00962 .$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции:

$$\frac{116753,204 - x}{24,192 - x} = \frac{100}{0,01},$$

где  $x$  – искомая величина, кг;

$$x = 12,51 \text{ кг.}$$

						Лист
						36
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР	

При этом образуется  $P_2O_5$  (1):

$$\frac{12,51 \cdot 142}{62} = 28,65 \text{ кг.}$$

На окисление фосфора потребуется кислорода (2)  $28,65 - 12,51 = 16,14$  кг.

На окисление фосфора потребуется руды (8)  $\frac{16,14 \cdot 100}{27,7} = 58,27$  кг.

Руда, кроме кислорода, вносит железа (9)  $\frac{58,27 \cdot 62,3}{100} = 36,3$  кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{58,27 \cdot 0,10}{100} = 0,058;$$

$$MgO = \frac{58,27 \cdot 0,30}{100} = 0,17;$$

$$SiO_2 = \frac{58,27 \cdot 5,25}{100} = 3,06;$$

$$P_2O_5 = \frac{58,27 \cdot 0,15}{100} = 0,087;$$

$$Al_2O_3 = \frac{58,27 \cdot 4,10}{100} = 2,39;$$

$$S = \frac{58,27 \cdot 0,10}{100} = 0,058.$$

Таблица 18 – Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	
Известь	33,8	2288	—	4,68	—	20,8	
Футеровка ванны	17,651	5,884	—	10,591	—	5,884	
Электрод	2,373	0,496	—	—	—	1,331	
Оксиды из металлической ванны	1107	—	897,85	491,93	51,56	57,12	
Руда	469,33	8,856	—	1239,1	—	366,5	
Всего	1630,15	2473,77	897,85	1746,3	51,56	451,64	
Всего, %	20,59	31,25	11,3	22,1	0,65	5,7	
22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР							Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			37

Продолжение таблицы 18

Источник поступления	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Σ
Известь	52	—	—	—	2399,28
Фуеровка ванны	547,18	—	—	—	587,19
Электрод	—	—	—	—	4,2
Оксиды из металлической ванны	—	16,8	—	—	2622,26
Руда	26,77	—	13,45	8,9	2132,9
Всего	625,95	16,8	13,45	8,9	7916,1
Всего, %	7,9	0,21	0,17	0,11	100

Таблица 19 – Баланс металла периода плавления, кг

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	932,4	-	-	186,48	745,92	0,59
O	-	6,52	-	-	6,52	0,005
Si	516,6	-	516,6	-	-	-
Mn	869,4	-	556,46	139,104	173,84	0,14
P	24,192	-	12,51	-	11,682	0,009
S	24,192	-	-	-	24,192	0,019
Cr	176,4	-	41,25	10,312	124,84	0,1
Ni	182,7	-	-	2,74	179,96	0,145
Ti	10,08	-	10,08	-	-	-
W	30,24	-	-	-	30,24	0,024
Al	30,24	-	30,24	-	-	-
Mo	30,24	-	-	-	30,24	0,024
Cu	182,7	-	-	-	182,7	0,147
V	10,08	-	-	-	10,08	0,008
Fe	122980,54	4633,9	632,53	2529,93	124451,98	98,8
Всего	126000	4640,42	1799,67	2868,57	125972,19	100

1.4) Определение количества и состава газов в период плавления

Общая масса кислорода, усвоенного из воздуха,  $m_{O_2} = 328,401$  кг.

Объём кислорода в воздухе,  $m^3$  :

$$V_{O_2} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \cdot 328,401 = 229,881$$

Количество сопутствующего азота находим из условия, что объёмное содержание кислорода в воздухе равно 21 %, тогда, м<sup>3</sup> :

$$V_N = \frac{100 - 21}{21} \cdot V_{O_2} = 864,790$$

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

$$m_N = \frac{100 - 23}{23} \cdot m_{O_2} = 1099,430 \text{ кг.}$$

Объём и масса воздуха, м<sup>3</sup> :

$$V_B = V_{O_2} + V_N = 229,881 + 864,790 = 1094,671$$

$$m_B = m_{O_2} + m_N = 328,401 + 1099,430 = 1427,831$$

Определим количество влаги, вносимой воздухом из следующих условий:

$$t_B = 20^\circ\text{C}, p_B = 1,01 \cdot 10^5 \text{ Па}, f = 0,7, E = 2,026 \cdot 10^3 \text{ Па.}$$

Влажность атмосферного воздуха, м<sup>3</sup> :

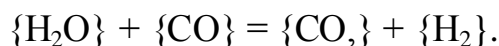
$$V_{\text{влаж.в}} = V_B \cdot \frac{273 + t_B}{273} \cdot \frac{p_B}{p_B - E \cdot f} = 1094,671 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{1,01 \cdot 10^5}{1,01 \cdot 10^5 - 0,7 \cdot 2,026 \cdot 10^3} = 1191,598$$

Количество водяного пара в 1 м<sup>3</sup> атмосферного воздуха  $\rho_{\text{в.пара}} = 0,013 \text{ кг/м}^3$ .

Масса влаги, кг:

$$m_{\text{вл}} = V_{\text{влаж.в}} \cdot \rho_{\text{в.пара}} = 1191,598 \cdot 0,013 = 15,491$$

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции:



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве, кг:

$$m_{\{H_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{H_2} = \frac{15,491}{18} \cdot 2 = 1,721$$

					<i>22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		39

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{15,491}{18} \cdot 44 = 37,866$$

Для этого необходима окись углерода в количестве, кг:

$$m_{\{CO\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{CO} = \frac{15,491}{18} \cdot 28 = 24,097$$

Суммарный материальный баланс периода плавления:

Израсходовано, кг:	Получено, кг:
а) шихты — 126 000, из нее:	а) металла — 124451,98;
отходы Б – 76 — 100800,	б) шлака — 7916,1;
У – 13 — 25 200;	в) пыли — 2157,09, в том числе:
б) шлакообразующих — 2600, в том	1) MnO — 179,57,
числе извести — 2600;	2) Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> — 7,056,
в) футеровка ДСП — 728,5, в том	3) Ni — 2,74,
числе магнезита — 571,365;	4) FeO — 1967,72;
магнезитохромита – 157,5	г) газов — 2848,36, в том числе:
г) электродов — 420;	1) CO — 1114,36 (от окисления ме-
д) руды — 8939,64, в том числе:	талла и электродов с учетом догорания
1) на окисление — 8881,37,	до CO <sub>2</sub> ),
2) на дефосфорацию — 58,27;	2) CO <sub>2</sub> — 619,08 (от прокаливания
е) воздуха — 1443,322, в том числе:	извести и окисления электродов с
1) кислорода — 328,401,	учетом догорания CO),
2) азота — 1099,430,	3) N <sub>2</sub> — 1099,430,
3) влаги — 15,491.	4) H <sub>2</sub> — 15,49.
Всего: 137373,5.	Всего: 137531,4.

Невязка —  $137531,4 - 137373,5 = 157,9$  кг или  $\frac{157,9}{137531,4} \cdot 100 = 0,1\%$ .

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

## 2) Окислительный период

### 2.1) Окисление элементов и шлакообразование

Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу

									Лист
									40
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				

угаров для данной марки в окислительный период для всех элементов (таблица 20).

Таблица 20 – Угар элементов при выплавке стали в ДСП в окислительный период, %

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Al	Mo	Cu	V	Fe
Общий	ΔC	0	68	0	0	16	0	0	0	0	0	0	0	1,5
В шлак	0	0	80	0	0	95	0	0	0	0	0	0	0	30
В улет	100	0	20	0	0	5	0	0	0	0	0	0	0	70

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла в конце окислительного периода представлен в таблице 21.

Таблица 21 – Химический состав металла в конце окислительного периода, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C**	745,92	205,15	540,77	0,43
Si	-	-	-	-
Mn	173,84	118,21	55,63	0,045
P	11,682	-	11,682	0,009
S	24,192	-	24,192	0,03
Cr	124,84	19,97	104,9	0,085
Ni	179,96	-	179,96	0,145
Ti	-	-	-	-
W	30,24	-	30,24	0,02
Mo	30,24	-	30,24	0,02
V	10,08	-	10,08	0,008
Cu	182,7	-	182,7	0,15
Al	-	-	-	-
Fe	124451,98	1866,78	122585,2	99,05
Всего	125965,67	2210,11	123755,6	100

Углерод. При окислении углерода образуется оксида углерода CO (1):

$$\frac{205,15 \cdot 28}{12} = 478,68 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода (2)  $478,68 - 205,15 = 273,53$  кг.

Кремний. Так как мы совмещаем период плавания с окислительным периодом, кремния окислилось 100%.

Марганец. Принимаем, что в окислительный период теряется 68% Mn; из этого количества 20% теряется с газами, а 80% переходит в шлак.

															Лист	
																41
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата												

22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР

Образуется MnO (1):

$$\frac{118,21 \cdot 71}{55} = 152,6 \text{ кг.}$$

Испарится MnO:

$$152,6 \cdot \frac{20}{100} = 30,52 \text{ кг,}$$

из них Mn:

$$118,21 \cdot \frac{20}{100} = 23,6 \text{ кг.}$$

Перейдет MnO в шлак  $152,6 - 30,52 = 122,1$  кг, из них Mn:

$$118,21 - 23,6 = 94,61 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода для окисления всего марганца (2):

$$152,6 - 118,21 = 34,4 \text{ кг.}$$

Фосфор. Принимаем, что фосфор из металла во время продувки не удаляется.

Сера. Принимаем, что сера из металла во время продувки не удаляется.

Хром. Образуется оксида хрома Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (1):

$$\frac{19,97 \cdot 152}{104} = 29,2 \text{ кг.}$$

Испарится Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>:

$$29,2 \cdot \frac{5}{100} = 1,46 \text{ кг.}$$

из них Cr:

$$19,97 \cdot \frac{5}{100} = 0,998 \text{ кг.}$$

Перейдет в шлак  $29,2 - 1,46 = 27,74$  кг Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, из них Cr:

$$19,97 - 0,998 = 18,972 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода для окисления всего хрома (2):

$$29,2 - 19,97 = 9,23 \text{ кг.}$$

22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР

Лист

42

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата



Никель. Принимаем, что никель из металла во время продувки не удаляется.

Титан. Так как мы совмещаем период плавления с окислительным периодом, титана окислилось 100% .

Вольфрам. Принимаем, что вольфрам из металла во время продувки не удаляется.

Молибден, медь, ванадий. Принимаем, что в окислительный период эти элементы из металла не удаляются. Допускаем, что ванадий не окисляется по причине небольшого его присутствия в металле.

Алюминий. Так как мы совмещаем период плавления с окислительным периодом, алюминия окислилось 100% .

Железо. Образуется оксидов железа в пересчете на FeO (1):

$$\frac{1866,78 \cdot 72}{56} = 2400,15 \text{ кг.}$$

Испарится FeO:

$$2400,15 \cdot \frac{70}{100} = 1680,1 \text{ кг,}$$

из них Fe:

$$1866,78 \cdot \frac{70}{100} = 1306,75 \text{ кг.}$$

Перейдет в шлак  $2400,15 - 1680,1 = 720,05$  кг FeO, из них Fe:

$$1866,78 - 1306,75 = 560,03 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода для окисления всего железа (2):

$$2400,15 - 1866,78 = 533,37 \text{ кг.}$$

Металл. В конце окислительного периода в печи остается следующее количество металла (с учетом угаров элементов) – 122585,2 кг (см. таблицу 22), содержание углерода в металле составит 0,43% (см. таблицу 22).

Содержание кислорода в металле определяем по формуле Ойкса Г.Н.:

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot [C]}{[C]} \quad (11)$$

Содержание кислорода в металле (11):

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,43}{0,071} = 0,014\%$$

									Лист
									43
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				

Определяем содержание кислорода в металле, которое пошло на насыщение металла, используя пропорцию:

$$\frac{122585,16 + x}{x} = \frac{100}{0,014},$$

где  $x$  – искомая величина, кг;

$122585,2+x$  – масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

$0,014$  – содержание кислорода в металле, %.

$$x=17,16 \text{ кг.}$$

В конце периода плавления в металле было  $6,52$  кг кислорода, следовательно, на насыщение металла пошло  $17,16-6,52 = 10,64$  кг.

Для определения расхода технического кислорода в окислительный период составляем баланс кислорода в окислительный период, кг:

1) на окисление углерода —  $273,53$ ;

2) на окисление марганца —  $34,4$ ;

3) на окисление хрома —  $9,23$ ;

4) на окисление железа —  $533,37$ ;

5) на насыщение металла —  $10,64$ ;

Всего —  $861,17$ .

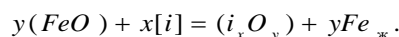
Из опыта известно, что примерно  $30\%$  элементов окисляются кислородом ( $FeO$ ), а остальные  $70\%$  – газообразным кислородом, вдуваемым в жидкий металл. ( $FeO$ ) идет на окисление углерода, марганца, хрома и на насыщение металла.

Следовательно ( $FeO$ ) внесет:

$$(273,53 + 34,4 + 9,23 + 10,64) \cdot \frac{30}{100} = 98,34 \text{ кг кислорода,}$$

а газообразный кислород внесет  $861,17 - 98,34 = 762,83$  кг кислорода.

( $FeO$ ) окисляет по реакции:



На это расходуется  $FeO$ :

$$\frac{98,34 \cdot 72}{16} = 442,53 \text{ кг,}$$

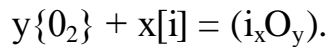
где  $165,6$  – масса кислорода, вносимого  $FeO$ ;

$72$  и  $16$  – молекулярные массы  $FeO$  и  $O$ , соответственно.

При этом в металл переходит железо в количестве:					Лист
<i>22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР</i>					44
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	

$$442,53 - 98,34 = 344,19 \text{ кг.}$$

Газообразный кислород окисляет по реакции:



В окислительный период часть газообразного кислорода усваивается жидким металлом из печной атмосферы, остальная часть подается с помощью кислородного инжектора.

Скорость усвоения кислорода из воздуха на каждый квадратный метр площади печи на уровне откосов составляет величину порядка 10...30 кг/час.

Если принять приближенно, что продолжительность окислительного периода в 120 – тонной печи составит 20 минут, то за это время усвоится кислорода:

$$20 \cdot 24,63 \cdot 0,333 = 164,0358 \text{ кг.}$$

Следовательно, кислородным инжектором необходимо внести кислорода:

$$762,83 - 164,0358 = 598,63 \text{ кг.}$$

## 2.2) Определение количества и состава газов в окислительный период

Печная атмосфера. Общая масса кислорода, усвоенного из воздуха,

$$m_{O_2} = 164,201 \text{ кг.}$$

Объём кислорода в воздухе, м<sup>3</sup>:

$$V_{O_2} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \cdot 164,201 = 114,940$$

Количество сопутствующего азота находим из условия, что объёмное содержание кислорода в воздухе равно 21%, м<sup>3</sup>:

$$V_N = \frac{100 - 21}{21} \cdot V_{O_2} = 432,395$$

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, кг:

$$m_N = \frac{100 - 23}{23} \cdot m_{O_2} = 549,715$$

Объём и масса воздуха составит:

									Лист
									45
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				

$$V_B = V_{O_2} + V_N = 114,940 + 432,395 = 547,335 \text{ м}^3,$$

$$m_B = m_{O_2} + m_N = 164,201 + 549,715 = 713,916 \text{ кг.}$$

Влажность атмосферного воздуха:

$$V_{\text{влаж.в}} = 547,335 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{1,01 \cdot 10^5}{1,01 \cdot 10^5 - 0,7 \cdot 2,026 \cdot 10^3} = 595,799 \text{ м}^3.$$

Количество водяного пара в 1 м<sup>3</sup> атмосферного воздуха  $\rho_{\text{в.пара}} = 0,013 \text{ кг/м}^3$ .

Масса влаги  $m_{\text{вл}} = V_{\text{влаж.в}} \cdot \rho_{\text{в.пара}} = 595,799 \cdot 0,013 = 7,745 \text{ кг.}$

При этом образуется водород и углекислый газ в количестве, кг:

$$m\{H_2\} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{H_2} = \frac{7,745}{18} \cdot 2 = 0,861$$

$$m\{CO_2\} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{7,745}{18} \cdot 44 = 18,933$$

Для этого необходима окись углерода в количестве, кг:

$$m\{CO\} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{CO} = \frac{7,745}{18} \cdot 28 = 12,048$$

Технический кислород. Общая масса кислорода, вносимого кислородным инжектором, составит 654,673 кг. Для того, чтобы внести такое количество кислорода необходимо израсходовать в окислительный период технического кислорода, при 95% – ном усвоении:

$$\frac{598,63 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 633,3 \text{ кг,}$$

где 633,3 – необходимо внести кислорода с техническим кислородом, кг;  
99,5 и 95 – содержание кислорода в техническом кислороде и его усвоение, %.

Количество неусвоенного кислорода:

$$\frac{633,3 \cdot 5}{100} = 31,67 \text{ кг;}$$

техническим кислород также вносит азот:

									Лист
									46
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				

$$\frac{633,3,602 \cdot 0,5}{100} = 3,17 \text{ кг,}$$

где 5 – количество неусвоенного кислорода, %;  
0,5 – содержание азота в техническом кислороде, %.

$$m\{CO_2\} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{31,67}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 87,1 \text{ кг.}$$

Для этого потребуется {CO} в количестве  $87,1 - 31,67 = 55,43$  кг.

Таблица 22 – Масса и состав шлака в конце окислительного периода, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	FeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Σ
Плавильный	1630,15	2473,77	897,85	1746,3	51,56	451,64	625,95	16,8	13,45	8,9	7916,1
Оксиды из металлической ванны	-	-	122,1	720,05	27,74	-	-	-	-	-	869,89
Перешло в металл	-	-	-	-442,53	-	-	-	-	-	-	-442,53
Всего	1630,15	2473,77	1019,95	2023,8	79,3	451,64	625,95	16,8	13,45	8,9	8344,31
Всего, %	19,54	29,65	12,22	24,25	0,95	5,41	7,5	0,2	0,16	0,11	100

Таблица 23 – Баланс металла окислительного периода, кг

Элемент	Металл периода	Перешло в металл	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	745,92	-	-	205,15	540,77	0,44
O	6,52	10,64	-	-	17,16	0,014
Si	-	-	-	-	-	-
Mn	173,84	-	94,61	23,6	55,63	0,045
P	11,682	-	-	-	11,682	0,009
S	24,192	-	-	-	24,192	0,02
Cr	124,84	-	18,972	0,998	104,87	0,085
Ni	179,96	-	-	-	179,96	0,146
Ti	-	-	-	-	-	-
W	30,24	-	-	-	30,24	0,024
Al	-	-	-	-	-	-
Mo	30,24	-	-	-	30,24	0,024
Cu	182,7	-	-	-	182,7	0,15
V	10,08	-	-	-	10,08	0,008

22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	Лист	47
------	------	----------	---------	------	------	----

Fe	124451,98	344,19	560,03	1306,75	122241,01	99,04
Всего	125972,194	354,83	673,61	1536,5	123428,534	100,000

Суммарный материальный баланс окислительного периода:

Израсходовано, кг:	Получено, кг:
а) металла — 125972,2868;	а) металла — 123428,5;
б) шлака — 7916,1;	б) шлака — 8344,31;
в) технического кислорода — 668,14, в том числе:	в) пыли — 1712,1, в том числе:
1) кислорода — 664,97 (включая не-	1) MnO — 30,52,
усвоенный),	2) Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> — 1,46,
2) азота — 3,17;	3) FeO — 1680,1;
г) воздуха — 721,661, в том числе:	г) газов — 1206,7, в том числе:
1) кислорода — 164,201,	1) CO — 546,2 (от окисления ме-
2) азота — 549,715,	талла с учетом догорания до CO <sub>2</sub> ),
3) влаги — 7,745.	2) CO <sub>2</sub> — 106,033 (с учетом догора-
Всего: 135277,7.	ния CO),
	3) N <sub>2</sub> — 553,568,
	4) H <sub>2</sub> — 0,861.
	Всего: 135115,9.

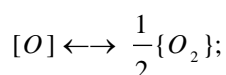
Невязка – 135277,7 – 135115,9 = 161,8 кг или  $\frac{161,8}{135277,7} \cdot 100 = 0,1\%$ .

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

3) Содержание газов в металле под слоем шлака в условиях открытой плавки ДСП

Принимаем, что атмосфера в плавильном пространстве:  $p_{O_2} = 1,013 \cdot 10^4$  Па,  $p_{O_2} = 2,026 \cdot 10^3$  Па, остальное азот. Давление в печи  $1,01 \cdot 10^5$  Па. Для расчета выражаем давления в атмосферах.

Определим значение равновесного парциального давления кислорода на границе металл – шлак;



$$K_o = \frac{p_{O_2}^{1/2}}{[O]}; \quad \lg K_o = -\frac{6119}{T} - 0,151.$$

При 1873 К:

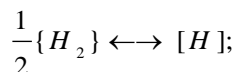
									Лист
									48
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				

$$\lg K_o = -\frac{6119}{T} - 0,151 = -3,418;$$

$$\lg p_{O_2}^{III-M} = 2 \cdot (\lg K_o + \lg [O]) = 2 \cdot (-3,418 + \lg 0,016) = -10,427;$$

$$p_{O_2}^{III-M} = 3,745 \cdot 10^{-11}$$

Определим равновесное содержание водорода в металле  $[H]_{\text{равн}}$ :

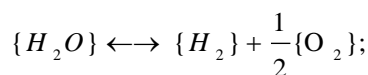


$$K_H = \frac{[H]}{p_{H_2}^{1/2}}; \quad \lg K_H = -\frac{1900}{T} - 1,497$$

При 1873 К:

$$\lg K_H = -\frac{1900}{T} - 1,58 = -2,594; \quad K_H = 2,544 \cdot 10^{-3}.$$

На границе шлак – газ существует равновесие:



$$K_{H_2O} = \frac{P_{H_2O}}{p_{H_2} \cdot p_{O_2}^{1/2}}; \quad \lg K_{H_2O} = \frac{13160}{T} - 3,05.$$

При 1873 К:

$$\lg K_{H_2O} = \frac{13160}{T} - 3,05 = 3,976; \quad K_{H_2O} = 9,466 \cdot 10^3.$$

откуда

$$p_{H_2}^{III-\Gamma} = \frac{P_{H_2O}}{K_{H_2O} \cdot p_{O_2}^{1/2}} = \frac{0,020}{9,466 \cdot 10^3 \cdot 0,100^{1/2}} = 6,691 \cdot 10^{-6} \text{ атм.}$$

Равновесная концентрация водорода:

$$[H]_{\text{равн}} = K_H \cdot p_{H_2}^{1/2} = 2,544 \cdot 10^{-3} \cdot (6,691 \cdot 10^{-6})^{1/2} = 6,582 \cdot 10^{-6}\%.$$

						Лист
						49
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР	

Предельное (стационарное) содержание водорода:

$$[H_{\text{пред}}] = [H_{\text{равн}}] \cdot \left( \frac{p_{O_2}^{\text{Ш-Г}}}{p_{O_2}^{\text{Ш-М}}} \right)^{1/4} = 6,852 \cdot 10^{-6} \cdot \left( \frac{0,100}{3,745 \cdot 10^{-11}} \right)^{1/4} = 1,497 \cdot 10^{-3} \%$$

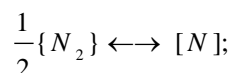
Определяем содержание водорода в металле, используя пропорцию:

$$\frac{123428,5 + x}{x} = \frac{100}{1,497 \cdot 10^{-3}},$$

где  $x$  – искомая величина, кг;

$$x = 1,88 \text{ кг.}$$

Определим равновесное содержание азота в металле  $[N]_{\text{равн}}$ :



$$K_N = \frac{[N]}{p_{N_2}^{1/2}}; \quad \lg K_N = -\frac{188}{T} - 1,25.$$

При 1873 К :

$$\lg K_N = -\frac{188}{T} - 1,25 = -1,350; \quad K_N = 4,463 \cdot 10^{-2}.$$

Равновесная концентрация азота:

$$[N_{\text{равн}}] = K_N \cdot p_{N_2}^{1/2} = 4,463 \cdot 10^{-2} \cdot 0,880^{1/2} = 4,186 \cdot 10^{-2} \%$$

Предельное (стационарное) содержание азота:

$$[N_{\text{пред}}] = [N_{\text{равн}}] \cdot \left( \frac{p_{O_2}^{\text{Ш-Г}}}{p_{O_2}^{\text{Ш-М}}} \right)^{-3/4} = 4,186 \cdot 10^{-2} \cdot \left( \frac{0,100}{3,745 \cdot 10^{-11}} \right)^{1/4} = 3,556 \cdot 10^{-9} \%$$

Определяем содержание азота в металле, используя пропорцию:

$$\frac{123428,5 + x}{x} = \frac{100}{3,559 \cdot 10^{-9}},$$

									Лист
									50
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				



$$X = 4,4 \cdot 10^{-6} \text{ кг.}$$

Ввиду малого содержания водорода и азота в стали, в материальном балансе ими пренебрегаем.

### 2.3 Обработка стали в печи–ковше

Обработка стали на установке печь–ковш является неотъемлемой частью технологии производства высококачественного металла, обеспечивая увеличение производительности сталеплавильных агрегатов, экономию энергетических и материальных затрат, включая электроэнергию, электроды, огнеупорные материалы и ферросплавы, повышение степени рафинирования стали от вредных примесей, гомогенизацию и стабилизацию металла по температуре и химическому составу, способствует расширению сортамента стали. Печь–ковш облегчает согласование работы сталеплавильных агрегатов, так как является буферной емкостью между ними и МНЛЗ, что особенно важно при разливке стали сериями плавов, способствующей повышению выхода годного металла.

После окислительного периода из печи металл выпускают в ковш. В печи остается 10% металла (см. таблицу 16 и 17) и 99% шлака, в ковше наводят новый рафинировочный шлак из извести и плавикового шпата, в соотношении 3:1 или 4:1.

Таблица 24 – Количество и состав металла в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

Элемент	Металл окислительного периода	Осталось в ДСП	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	540,77	54,077	486,7	0,438
O	17,16	1,716	15,44	0,014
Si	-	-	-	-
Mn	55,63	5,563	50,067	0,045
P	11,682	1,17	10,512	0,009
S	24,192	2,42	21,77	0,02
Cr	104,87	10,5	94,4	0,085
Ni	179,96	17,996	161,96	0,146
Ti	-	-	-	-
W	30,24	3,024	27,22	0,024
Al	-	-	-	-
Mo	30,24	3,024	27,22	0,024
Cu	182,7	18,27	164,43	0,15
V	10,08	1,008	9,072	0,008
Fe	122241,01	12224,101	110017	99,03
Всего	123428,534	12342,85	111085,79	100

Таблица 25 – Количество и состав шлака в сталеразливочном ковше после

22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР

Лист

5/29

Изм. Лист № докум. Подпись Дата

выпуска, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO
Шлак окислительного периода	1630,15	2473,77	897,85	1746,3	51,56	451,64	625,95
Осталось в ДСП	1613,7	2449,03	888,9	1728,8	51,04	447,12	619,7
Всего	16,45	24,74	8,95	17,5	0,52	4,52	6,25
Всего, %	20,74	31,2	11,28	22,06	0,66	5,7	7,9

Продолжение таблицы 25

Источник поступления	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Σ
Шлак окислительного периода	16,8	13,45	8,9	7916,1
Осталось в ДСП	16,632	13,32	8,811	7826,9
Всего	0,17	0,13	0,089	79,32
Всего, %	0,21	0,16	0,11	100

1) Раскисление шлака и металла. Предварительное легирование

а) Раскисление шлака

Для лучшего усвоения легирующих из окислов и создания восстановительной атмосферы шлак раскисляют

Примем расход кокса 0,05 кг/т.

Расход кокса на плавку:  $\frac{111085,79 \cdot 0,05}{1000} = 5,55$  кг.

Кокс внесет углерода (4):  $\frac{5,55 \cdot 86,09}{100} = 4,78$  кг.

Примем, что 10% углерода кокса усваивается металлом.

Кокс внесет углерод в металл:  $\frac{4,78 \cdot 10}{100} = 0,478$  кг.

Углерод на раскисление шлака:  $4,78 - 0,478 = 4,302$  кг.

									Лист
									53
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				

Образуется CO (1)  $\frac{4,302 \cdot 28}{12} = 10,04$  кг.

Потребуется кислорода (2)  $10,04 - 4,302 = 5,736$  кг.

Зола кокса внесет в шлак (4), кг:

$$SiO_2 = \frac{5,55 \cdot 5,84}{100} = 0,32;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{5,55 \cdot 2,40}{100} = 0,13; \text{ в пересчете на FeO (7) } - 0,12 \text{ кг.}$$

$$Al_2O_3 = \frac{5,55 \cdot 3,00}{100} = 0,167;$$

$$CaO = \frac{5,55 \cdot 5,00}{100} = 0,28;$$

$$MgO = \frac{5,55 \cdot 0,12}{100} = 0,007;$$

$$P_2O_5 = \frac{5,55 \cdot 0,04}{100} = 0,0022.$$

Кокс внесет в металл (4), кг:

$$S = \frac{5,55 \cdot 0,6}{100} = 0,03;$$

$$P = \frac{5,55 \cdot 0,01}{100} = 0,006.$$

Кроме того, выделится в атмосферу за счет потерь при прокаливании (4):

$$\frac{5,55 \cdot 1,30}{100} = 0,072 \text{ кг CO}_2.$$

Полагаем, что при раскислении шлака 90% окислов Fe, Mn, Cr, P восстановится.

Восстановится FeO  $\frac{17,5 \cdot 90}{100} = 15,75$  кг.

				100	<i>22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		54

Необходимо связать кислорода  $\frac{15,75 \cdot 16}{72} = 3,5$  кг.

Осталось FeO в шлаке  $17,5 - 15,75 = 1,75$  кг.

Образуется Fe  $15,75 - 3,5 = 12,25$  кг

Восстановится Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>  $\frac{0,52 \cdot 90}{100} = 0,468$  кг.

Необходимо связать кислорода  $\frac{0,462 \cdot 48}{152} = 0,147$  кг.

Образуется Cr  $0,468 - 0,147 = 0,321$  кг.

Осталось Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в шлаке  $0,52 - 0,468 = 0,052$  кг.

Восстановится MnO  $\frac{8,95 \cdot 90}{100} = 8,055$  кг.

Необходимо связать кислорода  $\frac{8,055 \cdot 16}{71} = 1,82$  кг.

Образуется Mn  $8,055 - 1,82 = 6,235$  кг.

Осталось MnO в шлаке  $8,95 - 8,055 = 0,9$  кг.

Восстановится P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>  $\frac{0,13 \cdot 90}{100} = 0,117$  кг.

Необходимо связать кислорода  $\frac{0,1171 \cdot 80}{142} = 0,066$  кг.

Образуется P  $0,117 - 0,066 = 0,051$  кг.

Осталось P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> в шлаке  $0,13 - 0,117 = 0,013$  кг.

Следовательно, необходимо связать кислорода из оксидов шлаковой ванны, кг:

FeO – 3,5;  
Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 0,468;  
MnO – 1,82;  
P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> – 0,066;  
Всего – 5,854.

					22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		55

Коксом связано 6,375 кг кислорода.

Следовательно, из печной атмосферы поступит кислорода:

$$6,375 - 5,854 = 0,521 \text{ кг}$$

Таблица 26 – Количество и состав металла в ковше после раскисления, кг

Элемент	Металл в ковше	Раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	486,7	0,478	486,22	0,437
O	15,44	-	15,44	0,014
Si	-	-	-	-
Mn	50,067	6,235	43,83	0,039
P	10,512	0,051	10,461	0,009
S	21,77	0,037	21,733	0,02
Cr	94,4	0,321	94,08	0,085
Ni	161,96	-	161,96	0,15
Ti	-	-	-	-
W	27,22	-	27,22	0,024
Al	-	-	-	-
Mo	27,22	-	27,22	0,024
Cu	164,43	-	164,43	0,148
V	9,072	-	9,072	0,008
Fe	110017	12,25	110004,75	99,04
Всего	111085,79	19,425	111066,42	100

Таблица 27 – Количество и состав шлака в ковше после раскисления, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Σ
Шлак в ковше	16,45	24,74	8,95	17,5	0,52	4,52	6,25	0,17	0,13	0,089	79,32

Раскисление	0,36	0,308	-8,05	-15,7	-0,47	0,185	0,007	0	-0,12	0	-23,53
Всего	16,81	0,308	0,9	1,75	0,052	4,705	6,257	0,17	0,013	0,089	31,054
Всего, %	54,13	0,99	2,9	5,64	0,17	15,15	20,15	0,55	0,042	0,29	100

б) Предварительное легирование

После раскисления шлака в металле при содержании углерода 0,43% содержится 0,014 кг или 16,99 кг кислорода.

Чтобы провести предварительное легирование, вводим в ковш на средний предел ферромарганец, феррохром, ферросилиций.

Для расчета количества вводимых легирующих необходимо примерно спрогнозировать массу металла в конце плавки.

Для этого примерно рассчитаем необходимую массу легирующих:

$$m_i = \frac{m_{Me} \cdot ([i]_{\text{гост}}] - [i]_{Me}]}{100},$$

где  $m_i$  – масса легирующего компонента, кг;

$m_{Me}$  – масса металла, кг;

$[i]_{\text{гост}}$  и  $[i]_{Me}$  – содержание элемента в металле среднее марочное и имеющееся, соответственно, %.

Прогнозируем массу металла в конце плавки, кг:

$$m_{Si} = \frac{111066,42 \cdot (0,22 - 0)}{100} = 244,3;$$

$$m_{Mn} = \frac{113387,09 \cdot (0,7 - 0,039)}{100} = 734,15 \text{ кг.}$$

$$m_{\text{предп.}} = 244,3 + 734,15 + 111061,42 = 112039,87 \text{ кг}$$

Принимаем  $m_{\text{предп.}} = 112100 \text{ кг}$

Для более точного расчета массы легирующих используем формулу:

$$m_{\text{лег } i} = \frac{m_{Me \text{ прог}} \cdot ([i]_{\text{гост}}] - [i]_{Me}]}{i}, \quad (12)$$

где  $m_{\text{лег } i}$  – масса легирующего компонента, вносящего элемент  $i$ , кг;

$i$  – содержание элемента  $i$  в легирующем компоненте, %.

Лист

22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР

57

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

Кремний. Для раскисления стали кремнием необходимо внести ФС65 (12):

$$\frac{112200 \cdot (0,22 - 0)}{65} = 379,75 \text{ кг или } \frac{65 \cdot 379,75}{100} = 246,84 \text{ кг кремния.}$$

При этом 20% кремния и 100% алюминия переходит в шлак, а 80% кремния и остальные элементы в виду их малого количества перейдут в металл.

$$\text{Выгорает } \frac{246,84 \cdot 20}{100} = 49,37 \text{ кг кремния и } \frac{379,75 \cdot 2}{100} = 7,6 \text{ кг алюминия.}$$

$$\text{Это количество кремния свяжет кислорода } \frac{49,37 \cdot 32}{28} = 56,4 \text{ кг; алюминий свяжет } \frac{7,6 \cdot 48}{54} = 6,8 \text{ кг кислорода.}$$

При этом образуется и перейдет в шлак:  $\frac{49,37 \cdot 60}{28} = 105,8 \text{ кг SiO}_2$  и  $\frac{7,6 \cdot 102}{54} = 14,4 \text{ кг Al}_2\text{O}_3$ .

ФС65 внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{379,75 \cdot 80 \cdot 65}{100 \cdot 100} = 197,47;$$

$$Mn = \frac{379,75 \cdot 0,4}{100} = 1,52;$$

$$P = \frac{379,75 \cdot 0,05}{100} = 0,19;$$

$$S = \frac{379,75 \cdot 0,02}{100} = 0,08;$$

$$Cr = \frac{379,75 \cdot 0,4}{100} = 1,52;$$

$$Fe = \frac{379,75 \cdot 32,13}{100} = 122,01.$$

Марганец. Определяем расход высокоуглеродистого ферромарганца ФМн78 (12):

$$m_{Mn} = \frac{114310 \cdot (0,7 - 0,039)}{100} = 950,8 \text{ кг}$$

						Лист
						58
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР	

При этом 20% кремния переходит в шлак, а 80% кремния и 100% прочих элементов усваивается металлом.

$$\text{Выгорает } \frac{950,8 \cdot 6 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 11,47 \text{ кг кремния.}$$

$$\text{Это количество свяжет кислорода } \frac{11,41 \cdot 32}{28} = 13,04 \text{ кг.}$$

$$\text{При этом образуется и перейдет в шлак: } \frac{11,41 \cdot 60}{28} = 24,45 \text{ кг SiO}_2.$$

ФМн78 внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{950,8 \cdot 80 \cdot 6}{100 \cdot 100} = 45,64$$

$$C = \frac{950,8 \cdot 7}{100} = 66,56$$

$$P = \frac{950,8 \cdot 0,05}{100} = 0,47$$

$$S = \frac{950,8 \cdot 0,02}{100} = 0,19$$

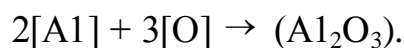
$$Mn = \frac{950,8 \cdot 78}{100} = 741,6$$

$$Fe = \frac{950,8 \cdot 8,93}{100} = 84,9$$

в) Окончательное раскисление стали

Для окончательного раскисления металла используем алюминий. Необходимо понизить количество до 0,005%  $\left( \frac{0,005 \cdot 112200}{100} = 5,61 \text{ кг} \right)$  т.е. связать:

$$15,44 - 5,61 = 9,83 \text{ кг,}$$



Для этого потребуется алюминия  $\frac{9,83 \cdot 54}{48} = 11,1 \text{ кг.}$

									Лист
									59
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				



Во время раскисления металла образуется и переходит в шлак  $Al_2O_3$ :

$$\frac{11,1 \cdot 102}{54} = 20,9 \text{ кг.}$$

Общий расход алюминия для раскисления металла принимаем равным  $22,44 + 20,9 = 43,34$  кг.

Чтобы внести такое количество алюминия необходимо использовать А97, кг:

$$\frac{43,34 \cdot 100}{99,98} = 43,3;$$

А97 также внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{43,3 \cdot 0,01}{100} = 0,004;$$

$$Fe = \frac{43,3 \cdot 0,01}{100} = 0,004.$$

## 2) Шлакообразование

а) Расчет компонентов вносимых известью в шлак.

Для проведения десульфурации необходима основность шлака  $B = 3,5 \dots 4,0$ .  
Принимая  $B = 4$ , получим:

$$B = \frac{m_{(CaO)_{п.шл}} + m_{(CaO)_{изв}}}{m_{(SiO_2)_{п.шл}} + m_{(SiO_2)_{изв}}} = 4,$$

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.

Откуда следует, что масса извести, кг,

$$m_{изв} = \frac{4 \cdot m_{(SiO_2)_{п.шл}} - m_{(CaO)_{п.шл}}}{\frac{CaO_{изв}}{100} - 4 \cdot \frac{SiO_{2изв}}{100}}, \quad (13)$$

где  $CaO_{изв}$ ,  $SiO_{2изв}$  – содержание CaO и SiO<sub>2</sub> в извести (см. таблицу 4), %.

Тогда масса извести по формуле (13):

$$m_{изв} = \frac{4 \cdot (16,81 + 117,43 + 2,3 + 22,56) - 24,74}{\frac{86}{100} - 4 \cdot \frac{1,8}{100}} = 796,4 \text{ кг.}$$

									Лист
									60
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				

Известь внесёт в шлак (4), кг:

$$CaO = \frac{88 \cdot 796,4}{100} = 700,8;$$

$$SiO_2 = \frac{1,3 \cdot 796,4}{100} = 10,35;$$

$$MgO = \frac{2 \cdot 796,4}{100} = 15,9;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,8 \cdot 796,4}{100} = 6,37;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 796,4}{100} = 1,6, \text{ в пересчете на FeO (5) – 1,44.}$$

Кроме того, выделится в атмосферу за счет потерь при прокаливании (4):

$$\frac{7,7 \cdot 796,4}{100} = 61,3 \text{ кг CO}_2.$$

б) Расчет компонентов, вносимых плавиковым шпатом.

Для получения жидкоподвижного шлака присаживается плавиковый шпат из условия, что известь и плавиковый шпат находятся в соотношении 4:1. Тогда количество присаживаемого плавикового шпата:

$$m_{\text{пл.шпат}} = \frac{796,4}{4} = 199,1 \text{ кг.}$$

Плавиковый шпат внесёт в шлак (4), кг:

$$CaO = \frac{0,5 \cdot 199,1}{100} = 99,55;$$

$$SiO_2 = \frac{3,6 \cdot 199,1}{100} = 7,16;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 199,1}{100} = 0,4;$$

$$CaF_2 = \frac{94 \cdot 199,1}{100} = 187,15;$$

					<i>22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		61

$$Fe_2O_3 = \frac{1,5 \cdot 199,1}{100} = 2,98, \text{ в пересчете на FeO (5) } - 2,7.$$

Кроме того, выделится в атмосферу за счет потерь при прокаливании (4):

$$\frac{0,2 \cdot 199,1}{100} = 0,4 \text{ кг CO}_2.$$

в) Продукты раскисления внесут в шлак, кг (см. выше):

$$\begin{aligned} SiO_2 &- 159,1; \\ Al_2O_3 &- 15,6. \end{aligned}$$

г) Расчет компонентов, вносимых футеровкой печи – ковша.

Выбираем футеровку печи – ковша, изготовленную из магнезитохромитового кирпича.

Расход магнезитохромитовой футеровки на ремонт для печи-ковша емкостью 120 т - 19 кг/т. Срок службы футеровки печи-ковша принимаем 45 плавок. Следовательно, расход футеровки на одну плавку составит:

$$\frac{19 \cdot 100}{45} = 42,222 \text{ кг.}$$

Тогда разрушающаяся магнезитохромитовая футеровка внесет в шлак, кг (4):

$$CaO = \frac{42,222 \cdot 2}{100} = 0,844 ;$$

$$SiO_2 = \frac{42,222 \cdot 6,5}{100} = 2,744 ;$$

$$MgO = \frac{42,222 \cdot 66}{100} = 27,867 ;$$

$$Cr_2O_3 = \frac{42,222 \cdot 10}{100} = 4,222 ;$$

$$Al_2O_3 = \frac{42,222 \cdot 4}{100} = 1,689 ;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{42,222 \cdot 11,5}{100} = 4,856, \text{ в пересчете на FeO (5) } - 4,370.$$

3) Десульфурация стали шлаком

Таблица 28 – Количество и состав металла во время десульфурации, кг					Лист
22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР					62
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	

Элемент	Металл после раскисления шлака	Легирование и раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	486,22	66,56	552,8	0,49
O	15,44	-9,83	5,61	0,005
Si	-	243,11	243,11	0,22
Mn	43,83	743,12	786,95	0,7
P	10,461	0,66	11,12	0,009
S	21,733	0,27	22	0,019
Cr	94,08	1,52	95,6	0,085
Ni	161,96	-	161,96	0,14
Ti	-	-	-	
W	27,22	-	27,22	0,02
Al	-	11,1	11,1	0,0099
Mo	27,22	-	27,22	0,024
Cu	164,43	-	164,43	0,15
V	9,072	-	9,072	0,008
Fe	110004,75	206,9	110211,65	98,11
Всего	111066,42	1263,41	112329,83	100

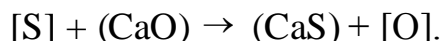
Таблица 29 – Количество и состав шлака десульфурации, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	CaF <sub>2</sub>	Σ
Шлак после раскисления	16,81	0,308	0,9	1,75	0,052	4,705	6,257	0,17	0,013	0,089	-	31,054
Известь	10,35	700,8	-	1,44	-	6,37	15,9	-	-	-	-	734,86
Плавиновый шпат	7,16	99,55	-	2,7	-	0,4	-	-	-	-	187,15	556,842
Продукты раскисления	159,1	-	-	-	-	15,6	-	-	-	-	-	517,216
Футеровка	2,744	0,844	-	4,37	4,222	1,689	27,867	-	-	-	-	41,736
<b>Всего</b>	<b>187,16</b>	<b>801,5</b>	<b>0,912</b>	<b>10,26</b>	<b>4,2</b>	<b>28,8</b>	<b>50,02</b>	<b>0,17</b>	<b>0,013</b>	<b>0,089</b>	<b>187,15</b>	<b>1210,43</b>
<i>22.03.02.2018.859.00 ГЗ ВКР</i>												
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата								63

Всего, %	14,7	63,1	0,072	0,81	0,33	2,26	3,94	0,01	0,001	0,007	14,7	100
----------	------	------	-------	------	------	------	------	------	-------	-------	------	-----

Полученный шлак имеет высокое содержание CaO, низкое содержание оксидов железа и хрома, содержит более 10% фторида кальция. Такой шлак обладает значительной десульфуризирующей способностью. Благодаря этому, а также интенсивному перемешиванию металла и шлака вдуваемым аргоном, уже через 4...6 минут коэффициент распределения серы между шлаком и металлом достигает больших значений.

Реакция удаления серы в печи – ковше имеет вид:



Конечное содержание серы в металле определяется выражением:

$$[S]_K = \frac{100 \cdot [S]_H + \lambda \cdot (S)_H}{100 + L_s \cdot \lambda},$$

где  $\lambda$  – кратность шлака, %;

$L_s$  – коэффициент распределения серы между шлаком и металлом;

$$\lambda = \frac{1270}{112329,83} = 1,13\%$$

Коэффициент распределения серы находится по эмпирическому выражению:

$$\lg L_s = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{(CaO) + 0,05 \cdot (MgO)}{(SiO_2) + 0,06 \cdot (Al_2O_3)} - \lg a_o + \lg f_s,$$

где  $a_o$  – активность кислорода в расплаве,

$f_s$  – коэффициент активности серы.

По параметрам взаимодействия первого порядка определим  $f_s$ ,  $f_o$  при  $T=1873K$ :

$$\lg f_o = e_o^O \cdot [\% O] + e_o^C \cdot [\% C] + e_o^{Si} \cdot [\% Si] + e_o^{Mn} \cdot [\% Mn] + e_o^P \cdot [\% P] + e_o^S \cdot [\% S] + e_o^{Cr} \cdot [\% Cr] + e_o^{Ni} \cdot [\% Ni] + e_o^W \cdot [\% W] + e_o^{Mo} \cdot [\% Mo] + e_o^V \cdot [\% V] + e_o^{Cu} \cdot [\% Cu] + e_o^{Al} \cdot [\% Al];$$

$$\lg f_o = -0,2 \cdot 0,05 - 0,45 \cdot 0,49 - 0,131 \cdot 0,21 - 0,021 \cdot 0,7 + 0,07 \cdot 0,0099 - 0,0133 \cdot 0,019 - 0,04 \cdot 0,085 + 0,006 \cdot 0,14 + 0,0085 \cdot 0,02 + 0,035 \cdot 0,024 - 0,03 \cdot 0,008 - 3,9 \cdot 0,024 = -0,367$$

$$f_o = 0,43;$$

$$a_o = 0,43 \cdot 0,005 = 0,0022$$

												Лист
												64
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР							

$$\lg f_o = e_s^S \cdot [\% S] + e_s^C \cdot [\% C] + e_s^{Si} \cdot [\% Si] + e_s^{Mn} \cdot [\% Mn] + e_s^P \cdot [\% P] + e_s^O \cdot [\% O] + e_s^{Cr} \cdot [\% Cr] + e_s^{Ni} \cdot [\% Ni] + e_s^W \cdot [\% W] + e_s^{Mo} \cdot [\% Mo] + e_s^V \cdot [\% V] + e_s^{Cu} \cdot [\% Cu] + e_s^{Al} \cdot [\% Al];$$

$$f_s = -0,028 \cdot 0,02 + 0,11 \cdot 0,49 + 0,063 \cdot 0,21 - 0,026 \cdot 0,7 - 0,029 \cdot 0,0099 - 0,27 \cdot 0,005 - 0,011 \cdot 0,085 + 0,0097 \cdot 0,14 + 0,0027 \cdot 0,02 - 0,016 \cdot 0,024 - 0,0084 \cdot 0,15 + 0,035 \cdot 0,024 = 0,0457$$

$$f_s = 1,11$$

Тогда  $L_s = 602,56$ .

$$[S]_k = \frac{100 \cdot 0,019 + 1,13 \cdot 0,035}{100 + 602,56 \cdot 1,13} = 0,002$$

Определяем количество удалившейся серы по пропорции:

$$\frac{112329,89 - X}{22 - X} = \frac{100}{0,002}$$

где  $x$  – искомая величина, кг;

112329,89 – X – масса металла с учетом окисления серы, кг;

22 – x – масса серы в металле с учетом окисления, кг;

0,007 – содержание серы в металле, %,

$$x = 19,75 \text{ кг.}$$

#### 4) Доведение стали до заданного химического состава

Таблица 30 – Баланс металла после доводки и десульфурации, кг

Элемент	Металл до десульфурации	Десульфурация	Содержится в металле	Содержится в металле, %	
C	552,8	-	552,8	0,49	
O	5,61	-	5,61	0,005	
Si	243,11	-	243,11	0,22	
Mn	786,95	-	786,95	0,7	
P	11,12	-	11,12	0,0099	
S	22	-19,75	2,25	0,002	
Cr	95,6	-	95,6	0,085	
Ni	161,96	-	161,96	0,001	
Al	11,1	-	11,1	0,0099	
W	27,22	-	27,22	0,024	
Mo	27,22	-	27,22	0,024	Лист
<b>22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР</b>					65
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	

Cu	164,43	-	164,43	0,146
V	9,072	-	9,072	0,008
Fe	110211,65	-	110211,65	98,1
Всего	112329,83	-19,75	112310,08	100

Таблица 31 – Масса и состав конечного шлака, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>
Шлак до десульфурации	187,16	801,5	0,912	10,26	4,2	28,8	50,02	0,17
Десульфурация	-	-	-	-	-	-	-	-
Всего	187,16	801,5	0,912	10,26	4,2	28,8	50,02	0,17
Всего, %	14,73	63,1	0,07	0,97	0,33	2,27	3,94	0,01

Продолжение таблицы 31

Источник поступления	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	CaF <sub>2</sub>	Σ
Шлак до десульфурации	0,013	0,089	187,15	1270,3
Десульфурация	-	0,002	-	14,548
Всего	0,013	0,091	187,15	1270,31
Всего, %	0,001	0,009	14,73	100

Суммарный материальный баланс восстановительного периода:

Израсходовано, кг:	Получено, кг;
а) металла — 123428,5;	а) металла — 124652,93, в том числе:
б) шлака — 7916,1;	1) в ДСП — 12342,85,
в) футеровки ковша — 42,222;	2) в ковше — 112310,08;
г) шлакообразующих — 995,5, в том числе:	б) шлака — 9097,2, в том числе:
1) извести — 796,4,	1) в ДСП — 7826,9,
2) плавикового шпата — 199,1;	2) в ковше — 1270,3;
д) легирующих и раскислителей —	в) газов — 73,08, в том числе:
1379,35, в том числе:	1) CO <sub>2</sub> (известь) — 61,3,
1) А97 — 43,3,	2) CO <sub>2</sub> (плавиковый шпат) — 0,4,
2) ФС65 — 379,75,	3) CO <sub>2</sub> (кокс) — 0,072,
3) ФМн78 — 950,8,	4) CO (кокс) — 10,04.
4) кокса — 5,5;	Всего: 133823,21.
е) кислорода на окисление кокса.	

кремния и алюминия — 76,58.

22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР

Лист

66

Изм. Лист № докум. Подпись Дата

Всего: 133838,25.

Суммарный материальный баланс плавки:

Израсходовано, кг (суммируются данные по суммарным материальным балансам всех периодов):

- 1) Отходов Б - 76 — 100800;
  - 2) У - 13 — 25200;
  - 3) ФМн78 — 950,8;
  - 4) ФС65 — 379,75;
  - 6) А97 — 43,3;
  - 7) кокса — 5,5;
  - 8) извести (суммируется по всем периодам) — 3396,4;
  - 9) плавикового шпата — 199,1;
  - 10) футеровки печи — 728,5;
  - 11) футеровки печи-ковша — 42,222;
  - 12) руды — 8939,64;
  - 13) газов (суммируется по всем периодам) — 1389,7.
- Всего: 142074,91.

Получено, кг (суммируются данные по суммарным материальным балансам всех периодов):

- 1) металла (в ковше и в ДСП) — 124652,93;
  - 2) шлака в ДСП — 7826,9;
  - 3) шлака печи-ковша — 1270,3;
  - 4) пыли, уносимой газами (суммируется по всем периодам) — 3869,19;
  - 5) газов (суммируются по всем периодам) — 4128,08.
- Всего: 141747,4.

Невязка —  $142074,91 - 141747,4 = 327,51$  кг или  $\Delta = \frac{327,51}{142074,91} \cdot 100\% = 0,2\%$ .

### 2.3 Тепловой баланс плавки

Дуговая сталеплавильная печь является агрегатом периодического действия, в котором потребление энергии в процессе работы сильно колеблется. В процессе нагрева и плавления существенно меняются теплофизические характеристики материалов внутри печи, поэтому составление полного энергетического баланса работы агрегата затруднено.

Статьи прихода тепла.

➤ Тепло, вносимое электрической энергией, тогда с учетом электрического КПД  $\eta = 0,9$ :

$$Q_1 = 58 \cdot 3,6 \cdot 0,9 = 187,92 \text{ МДж.}$$

➤ Тепло, вносимое газокислородными горелками,  $Q_2$ .  
Вносимое горелками тепло определяется по формуле:

$$Q_{\text{гор}} = N_{\text{гор}} \cdot \tau \cdot P_{\text{гор}} \cdot 3,6,$$

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

	$\tau$ – время работы горелки, ч,								Лист
	$P_{\text{гор}}$ – мощность горелки, кВт;								
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				67



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

$$Q_{гор(2)} = 4 \cdot 0,17 \cdot 3,3 \cdot 10^3 \cdot 3,6 = 8,078 \text{ ГДж.}$$

➤ Тепло, вносимое в печь шихтовыми материалами,  $Q_3$ .  
Расчет энтальпии ведется по формуле:

$$\Delta H_k = ((M_A \cdot C_A) + (M_B \cdot C_B)) \cdot \Delta t_k$$

где  $\Delta H_k$  – изменение энтальпии соответствующего компонента;

$M_k$  – масса компонента;

$c_k$  – теплоемкость компонента;

$\Delta t_k$  – изменение температуры компонента.

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

$$H_{л} = ((63,450 \cdot 10^3 \cdot 0,490 \cdot 10^{-3}) + (61,550 \cdot 10^3 \cdot 0,586 \cdot 10^{-3})) \cdot 400 = 26,86 \text{ ГДж.}$$

Итого энтальпия шихты составит:  $Q_3 = \Delta H = 26,86 \text{ ГДж.}$

➤ Тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций,  $Q_4$ .

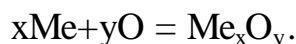
В процессе ведения плавки происходит окисление имеющихся в шихте компонентов (в первую очередь Si, Mn, C и Fe). Точно учесть количество тепла, выделившееся при их протекании, на практике сложно из-за неоднородности химического состава шихты. Кроме того, при введении в печь избытка кислорода происходит избыточное окисление железа, а при введении малого количества кислорода часть углерода может не окислиться.

$$Q_4 = M_{Si}q_{Si} + M_{Mn}q_{Mn} + M_Cq_C + M_{Fe}q_{Fe} + M_{Cr}q_{Cr},$$

где  $M_i$  – масса соответствующего элемента, окислившегося за всю плавку по материальному балансу;

$q_i$  – тепловой эффект реакции его окисления.

В расчете условно принимаем, что все элементы окисляются по реакции:



С учетом материального баланса запишем, что окислится:

$$Si \text{ до } SiO_2: 814,371 \cdot 28,4 = 23128,1 \text{ МДж;}$$

									Лист
									68
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				

$$\text{Mn до MnO: } (258,685+63,615) \cdot 6,99 = 2252,877 \text{ МДж};$$

$$\text{Cr до Cr}_2\text{O}_3: (27,54+1,58) \cdot 11 = 320,353 \text{ МДж};$$

$$\text{Fe до FeO: } (2429,4+485,88) \cdot 4,76 = 13863,17 \text{ МДж};$$

$$\text{Fe до Fe}_2\text{O}_3: (2429,4+1252,16) \cdot 7,36 = 27096,3 \text{ МДж};$$

$$\text{C до CO: } (511,243+236,997) \cdot 11,3 = 8455,11 \text{ МДж}.$$

Итого:

$$Q_4 = 297,974 \text{ ГДж}.$$

В процессе плавки часть графита окисляется до CO, часть – до CO<sub>2</sub>, часть попадает в металл, а часть выносится в виде пыли с отходящими газам. При составлении теплового баланса принимают те же допущения, что и при составлении материального баланса (расход электродов 2 кг/т, 2/3 этого количества попадает в металл и учитывается при окислении углерода из расплава, остальное сразу окисляется до CO).

Итого за плавку приход тепла в печь:

$$Q_{\text{п}} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4, \text{ Дж},$$

$$Q_{\text{п}} = 187,92+8,078+26,863+75,112=297,975 \text{ ГДж}.$$

Расход тепла

➤ Тепло, идущее на нагрев, плавление и перегрев до заданной температуры металла, шлака и легирующих добавок, Q<sub>5</sub>.

В процессе плавки происходит расплавление лома, шлакообразующих и легирующих элементов (если они вводятся в шихту). Количество тепла каждой составляющей определяется исходя из материального баланса по формулам:

$$H_M = M_M \cdot [c_1 \cdot (t_{\text{пл}} - t_0) + q_M + c_2 \cdot (t_{\text{вып}} + t_{\text{пл}})],$$

где M<sub>M</sub> – масса компонента данного вида, вносимого в печь за плавку;

c<sub>1</sub> – средняя теплоемкость этого материала в интервале температуры от загрузки до плавления;

c<sub>2</sub> – средняя температура металла в интервале температуры от плавления до выпуска;

t<sub>0</sub> – температура скрапа при завалке;

t<sub>пл</sub> – температура плавления стали;

Лист

22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР

69

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

$t_{\text{вып}}$  – температура стали на выпуске;  
 $q_M$  – теплота плавления металла.

Теплоемкость компонентов определяется по справочным данным. Средняя теплоемкость определяется следующим образом. Так как лом подогревали до 400 °С, то берется средняя теплоемкость материала в диапазоне от 400 °С до температуры плавления.

Для стали рядовых марок можно принять:

$$q_M = 284 \text{ кДж/кг},$$

$$q_{\text{шл}} = 58 \text{ кДж/кг},$$

$$c_{\text{жидк.ст}} = 0,79 \text{ кДж/град},$$

$$c_{\text{шл}} = 1,05 \text{ кДж/кг}.$$

Температура плавления углеродистой стали 1350 °С, образующего шлака – 1550 °С.

Средняя теплоемкость для стали 50Г:

$$c_1 = (0,536 + 0,670)/2 = 0,603 \text{ кДж/град},$$

тогда

$$H_{\text{Лег.отх}} = 125000 \cdot [0,603 \cdot (1350 - 400) + 284 + 0,79 \cdot (1630 - 1350)] = 134,756 \text{ ГДж}.$$

Для сталеплавильного шлака можно принять сумму энтальпий нагрева и плавления:

$$q = 1890 \text{ кДж/кг}$$

и записать уравнение:

$$H_{\text{шл}} = 10526,69 \cdot [1890 + 1,05 \cdot (1630 - 1550)] = 20,779 \text{ ГДж}.$$

Итого:

$$Q_5 = 134,756 + 20,779 = 155,535 \text{ ГДж}.$$

➤ Тепло идущее на протекание эндотермических реакций,  $Q_6$ .

Данная статья определяется по материальному балансу плавки и включает в себя потери тепла на разложение карбонатов извести.

Согласно материальному балансу, при прокаливании недообоженной извести выделяется 202,51 кг (в период плавления)  $\text{CO}_2$ . При нормальных условиях это количество газа займет:

$$22,4 \cdot 10^{-3} \cdot 202,51 / 44 = 64,68 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3$$

На это потребуется:

$$64,68 \cdot 10^{-3} \cdot 7,21 = 0,743 \text{ МДж}$$

Итого:

$$Q_6 = 0,743 \text{ МДж.}$$

➤ Потери тепла через футеровку,  $Q_7$ .

Для удобства расчета всю печь делят на 3 основные элемента – подину, стены и свод. В печи в ЭСПЦ – 2 на ПАО «Ашинском метзаводе» футерована только подина, а стены и свод, кроме центральной керамической части, представляют собой конструкции из сборных водоохлаждаемых панелей, расчет потерь тепла в которых приведен отдельно.

В условиях постоянно действующего металлургического производства можно считать, что печь работает в стационарных условиях и аккумуляции тепла футеровкой не происходит, т. к. ее температура изменяется незначительно. Можно считать, что все тепло, подводимое к футеровке внутри печи, передается теплопроводностью к ее наружной поверхности. Поэтому достаточно рассчитать количества тепла, передаваемого теплопроводностью через какой-либо слой футеровки, или рассчитать теплоотдачу с внешней поверхности (кожуха печи).

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

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

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,  $\text{м}^2$ ;

$\tau$  – время, ч;

$\delta$  – толщина слоя, м.

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

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

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

$t_{\text{к}}$ – температура на внешней поверхности кожуха, К;				Лист
	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР			70
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

$t_b$  – температура окружающего воздуха, К.

На действующей печи известны степень черноты кирпичной кладки и кожуха, значения температуры  $t_k$  геометрия печи. Для ДСП температура внутренней поверхности кладки  $t_{вн}$  для подины принимается равной температуре жидкого металла в ванне. Средняя температура воздуха принимается равной 20 °С. При этом значение  $\alpha$  зависит от другой неизвестной – температуры кожуха  $t_k$ . Значение же  $t_k$  в свою очередь зависит от температуры подины печи, толщины и теплопроводности материала кладки. На теплопроводность материала влияет средняя температура футеровки.

Поэтому  $Q_7$  рассчитывают методом последовательных приближений. Для этого в первую очередь задаются температурой кожуха  $t_k$ . Так как есть дополнительный слой теплоизоляции  $t_k$  равно 100 °С.

Затем определяем среднюю температуру футеровки:

$$t_{cp} = (t_{вн} - t_k)/2.$$

По справочной литературе для данной  $t_{cp}$  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  $q_{окр}$ .

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>:

$$t_{cp} = (1500 - 100) = 700 \text{ °С}.$$

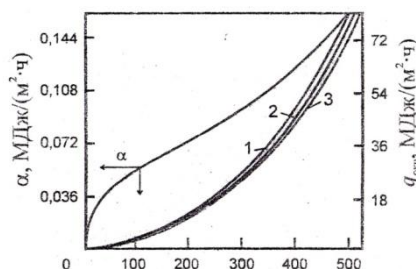


Рисунок 6 – Зависимость коэффициента суммарной теплоотдачи  $\alpha$  и удельного теплового потока, теряемого поверхностью печи в окружающую среду при  $t_b$ : 10 °С – 1; 20 °С – 2; 30 °С – 3;

Согласно справочным данным коэффициент теплопроводности магниезиальной футеровки при 700 °С:

$$\lambda = 6,28 - 0,0027 \cdot 700 = 4,39 \text{ Вт/(м}^2 \cdot \text{°С)}.$$

По рисунку 5 находим:

					$\alpha = 0,059 \text{ МДж/м}^2 \cdot \text{ч}$	Лист
					22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР	71
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Тогда

$$Q_{\text{кож}} = 0,059 \cdot (100 - 20) \cdot 6,85 \cdot 0,75 = 24,25 \text{ МДж.}$$

Проверяем:

$$q = 24,25/6,85 = 3,54 \text{ МДж}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч}).$$

Согласно рисунку 4:

$$q_{\text{окр}} \sim 3,85 \text{ МДж}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч}).$$

Разница не превышает 10 %, расчет считается законченным и окончательно принимаем:

$$Q_{\text{кож}} = 24,25 \text{ МДж.}$$

С учетом того, что расчет выполняется на 125 т:

$$Q_7 = 25,26 \text{ ГДж}$$

➤ Потери тепла через водоохлаждаемые панели,  $Q_8$ .

Потери тепла с охлаждающей водой можно определить, исходя из расхода воды и разницы значений температуры воды на входе в систему охлаждения и на выходе из нее. Температура и расход воды на рабочей печи измеряются непосредственно.

Температура воды на входе  $20^\circ\text{C}$ , на выходе температура воды  $40^\circ\text{C}$ , чтобы избежать образование накипи на внутренних поверхностях панелей.

$$Q_8 = c_v \cdot V_v \cdot (t_{\text{вых}} - t_{\text{вх}}) \cdot \tau,$$

где  $c_v$  – теплоемкость воды,  $4,2 \text{ МДж}/(\text{м}^3 \cdot \text{K})$ ;

$V_v$  – часовой расход воды через элемент (или всю печь),  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;

$t_{\text{вых}}$  – температура воды на выходе,  $^\circ\text{C}$ ;

$t_{\text{вх}}$  – температура воды на входе,  $^\circ\text{C}$ ;

$\tau$  – время, ч.

Анализ работы ДСП на ПАО «Ашинском метзаводе» показал, что при соблюдении температурного режима расход воды на охлаждение стеновых панелей составляет  $\sim 580 \text{ м}^3/\text{ч}$ , и  $350 \text{ м}^3/\text{ч}$  на охлаждение сводовых панелей.

Потери тепла на охлаждение стен составят:

			$Q_{\text{ст}} = 4,2 \cdot 580 \cdot (40 - 20) \cdot 0,75 = 36,540 \text{ ГДж}$	Лист
			<i>22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР</i>	72
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

на плавку (120 т) или в пересчете на 125 т:

$$Q_{ст} = 38,976 \text{ ГДж}$$

Потери тепла на охлаждение свода составят:

$$Q_{св} = 4,2 \cdot 350 \cdot (40 - 20) \cdot 0,75 = 25,200 \text{ ГДж}$$

на плавку (120 т) или в пересчете на 125 т:

$$Q_{св} = 26,88 \text{ ГДж.}$$

Итого:

$$Q_8 = 38,976 + 26,88 = 65,856 \text{ ГДж.}$$

➤ Потери тепла с отходящими газами,  $Q_{10}$ .

Холодный воздух, попадая в печь через неплотности, нагревается и уносится в систему газоочистки, приводя к потерям тепла. Прежде чем попасть в газоочистку, поток горячего воздуха проходит через горячую зону конвейера Consteel и подогревает собой металлошихту. Помимо атмосферного воздуха в газоочистку уносятся газы, образующиеся при продувке расплава кислородом, а также продукты сгорания топлива при использовании дополнительных горелок.

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:

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot g \cdot \Delta p}{\rho_{г}}};$$

$$V_1 = 3600 \cdot \omega \cdot F;$$

$$V_0 = 273 \cdot \frac{V_1}{T_{yx}},$$

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

$g$  – ускорение свободного падения ( $9,81 \text{ м/с}^2$ );

$\Delta p$  – скоростной напор, Па;

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

$V_1$  – количество газов, уходящих из печи (фактически),  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;

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

$V_0$  – количество газов, уходящих из печи (приведенные к температуре  $0^\circ\text{C}$ ),  $\text{м}^3/\text{ч}$ .

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР	Лист
						78

$T_{yx}$  – температура уходящих газов, К.

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

$$Q_{10} = V_o \cdot c_{сух} \cdot T_{сух} \cdot \tau,$$

где  $c_{сух}$  – средняя теплоемкость уходящих газов, Дж/(м<sup>3</sup>·К).

В среднем на печи перепад давления между печью и атмосферой составляет 2 Па, плотность отходящих газов – 1,5 кг/м<sup>3</sup>, площадь сечения патрубка газоотсоса из печи – 6 м<sup>2</sup>, температура отходящих газов в среднем за плавку – 1200 °С. Тогда

$$\omega = 5,1 \text{ м/с};$$

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

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

Тогда количество тепла, уносимое газами из печи за плавку:

$$Q_{10} = 37592,1 \cdot 1430 \cdot 1200 \cdot 0,75 = 48,381 \text{ ГДж}$$

или в пересчете на 125 т:

$$Q_{10} = 51,606 \text{ ГДж}.$$

Итого за плавку расход тепла:

$$Q_p = 51,606 + 65,856 + 25,26 + 0,74 + 155,535 = 299,002 \text{ ГДж}.$$

Полученный тепловой баланс плавки стали 65ГА в ДСП-120 приведен в таблице 32. Невязка 0,095 %.

Таблица 32 – Тепловой баланс плавки стали в ДСП-120

Поступило тепла, МДж		Расход тепла, МДж	
Электроэнергия	187,92 (63,065 %)	Энтальпия продуктов	155,536 (52,1 %)
Тепло горелок	8,07 (2,71 %)	Тепло эндотермических реакций	25,26 (8,46%)
Энтальпия шихты	26,86 (9,01 %)	Потери с охлаждающей водой	65,85 (22,08 %)
Тепло экзотермических		Потери с отходящими газами	



реакций	75,113 (25,20%)	51,60 (17,30 %)	
Итого	297,974	Итого	298,259

Невязка:  $298,259 - 297,974 = 0,284$  ГДж,  $\Delta = \frac{0,284 \cdot 100}{298,259} = 0,095 \%$ .

### 3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

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

Качество полупродукта (блюмов, слябов, заготовок) предопределяет качество готовых профилей. Поэтому подготовке полупродукта к дальнейшей прокатке уделяют все большее внимание. Главная цель подготовки — возможно полное устранение имеющихся на полупродукте дефектов.

Дефекты - нарушения сплошности металла и отклонения от нормальной заданной макро и микроструктуры, существенно снижающие технологическую пластичность металла в условиях его обработки и эксплуатационную стойкость. Наличие пороков (дефектов), их вид и количество определяются не только совершенством технологий производства, но и степенью их соблюдения на заводах-изготовителях.

Для установления причин дефектов, необходимо установить их природу возникновения.

Все дефекты блюмов, слябов, заготовок можно разделить на две основные группы:

- ✓ дефекты сталеплавильного происхождения, обусловленные внешними и внутренними дефектами слитков;
- ✓ дефекты прокатного происхождения, причинами которых являются нарушения технологических процессов при прокатке полупродукта.

#### 3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения

Из-за плохой подготовки внутренних поверхностей изложниц на поверхности слитков могут быть поперечные трещины. Любые выступы на этих поверхностях вызывают «подвисание» слитков, перенапряжения в металле и в конечном итоге поперечные трещины. Поперечные трещины слитков могут переходить на блюмы, а при прокатке заготовок (при большей вытяжке) могут превращаться в продольные трещины на заготовках. Поверхность металла после прокатки может быть поражена пленами. При разливке сверху брызги жидкого металла пристаю к изложницам, а затем — к поверхности слитков. При прокатке таких слитков приставшие частицы металла раскатываются с образованием плен на поверхности блюмов и слябов.

					<i>22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		76

На блюмах и слябах, полученных на МНЛЗ, поперечных трещин и плен обычно не бывает: рабочие поверхности кристаллизаторов хорошо обработаны и не вызывают указанных поверхностных дефектов.

### 3.3 Диагональные трещины

Диагональные или трещины искажения, типичные для непрерывнолитых заготовок квадратного сечения, в слябах встречаются реже. Большой частью диагональные трещины возникают вследствие деформации поперечного сечения, принимающего форму параллелограмма. Такие трещины проходят по стыку двух фронтов кристаллизации в районах тупых углов.

Деформация или искажение поперечного сечения слябов чаще всего связано с раздутием узких граней, что вызывает прогиб узкой грани, а также широкой грани вблизи ребер. Соответственно, в этих местах и образуются внутренние трещины, перпендикулярные поверхности, иногда переходящие на диагональ по стыку кристаллов, растущих от широкой и узкой граней.

Полагают, что первоначально трещины образуются в температурной зоне низкой пластичности, но, в зависимости от величины напряжений, они могут расти в направлении более низких температур.

Для уменьшения образования диагональных трещин необходимо содержать в хорошем состоянии роликовый направляющий аппарат и поддерживать его настройку в пределах допустимых отклонений по всему технологическому каналу. Также необходимо содержать в исправном состоянии оборудование форсуночного охлаждения, так как наличие засоренных форсунок и плохая настройка их относительно заготовки нарушают равномерность охлаждения всех ее граней.

									Лист
									77
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				

#### 4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ДАННОЙ ПРОДУКЦИИ

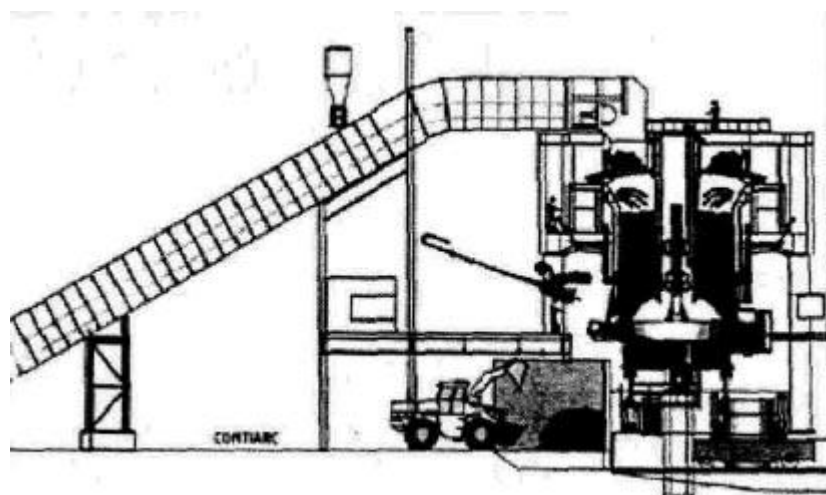
Зарубежные аналоги стали марки 50Г представлены в таблице 33.

Таблица 33 - Зарубежные аналоги стали марки 50Г

США	Япония	Англия	Болгария	Польша
-	JIS	BS	BDS	PN
1050	STH67	080M50	50G	50G
1053		C50E		
G10500				
G10530				

#### Дуговая печь постоянного тока Contiarc

Дуговая печь постоянного тока Contiarc конструкции фирмы Mannesmann Demag AG представляет стационарную кольцевую шахтную печь с центральным электродом (рисунок 7). Кольцевая шахта печи образована внешним и внутренним реакторами. Загрузка лома осуществляется в кольцевую шахту. По мере опускания лома нижнюю часть шахты происходит его подогрев за счет теплоты восходящих технологических газов. Графитовый электрод расположен во внутреннем реакторе, что защищает его от разрушений опускающимся ломом.



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

22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР

Лист

78

## Рисунок 7 - Дуговая печь Contiarс

Электрическая дуга горит между электродом и жидкой ванной и находится внутри так называемой "полости в ломе". Жидкий металл можно выпускать непрерывно или периодически сифонным способом под давлением.

Шлак в печи вспенивают при вдувании угля и кислорода и выпускают из печи через подогреватель и шлаковую летку. Так как металл можно выпускать из печи по ходу процесса, печь под нагрузкой работает практически постоянно. Печь полностью герметизирована, поэтому количество подсасываемого воздуха и объем отходящих газов весьма малы, что снижает пропускную способность системы газоотвода с 900 до 150 тыс.м<sup>3</sup> при производительности печи 100 т/ч. При этом энергопотребление дымососа сокращается на 23,1 кВт-ч/т. Общее энергопотребление печи Contiarс на 200 кВт-ч/т меньше, чем обычных мощных дуговых печей. Расход электроэнергии планируется на уровне 260 кВт-ч/т.

Пилотная установка Contiarс была построена на заводе фирмы American Cast Iron Pipe Co. (Бирмингем, США) в 1997 г. Первая промышленная печь Contiarс производительностью 550 тыс.т/год должна быть введена в эксплуатацию на заводе фирмы Halyvourgia Thessalias S.A. (Греция) в 1999 г. На 2000 г. намечен ввод в эксплуатацию печи Contiarс производительностью 65 т/ч мощностью 65 МВт на заводе фирмы American Cast Iron Pipe Co.

									Лист
									79
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				

## 5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

Кристаллизатор представляет собой один из наиболее функционально важных узлов, определяющих рациональную работу МНЛЗ и оптимальное качество непрерывнолитой заготовки.

В конструктивном плане кристаллизатор представляет собой сборочную единицу, в состав которой входит внутренняя медная рубашка, непосредственно контактирующая с расплавленным металлом, и жесткий стальной корпус, выполняющий функцию фиксирования медной рубашки. Основное требование к кристаллизатору - это получение однородной затвердевающей оболочки в заготовке посредством эффективной однородной теплопередачи. Между медными стенками кристаллизатора и стальным корпусом предусматривается зазор, через который с определенным расходом пропускается охлаждающая вода.

Медные кристаллизаторы бывают двух типов: гильзовые и сборные. В обоих случаях они изготавливаются либо из рафинированной меди, либо из сплава с серебром или сплавов меди с хромом и цирконием. Для повышения эксплуатационной стойкости на внутреннюю поверхность кристаллизатора наносятся специальные защитные покрытия на основе хрома или никеля.

На предприятия ПАО «Ашинский метзавод» используют медные плиты с покрытием никеля, толщина напыления 0,5-1,5мм. Износостойкость плит составляет не более 500 плавов, поэтому предлагаю использовать на МНЛЗ хромовое или комбинированное покрытие.

Хромовое покрытие – износостойкое покрытие внутренней поверхности кристаллизатора. Его применяют непосредственно на медных пластинах при разливке на слябовых МНЛЗ. Твердость хрома равняется около 900 HV, но толщина напыления хрома ограничена приблизительно 0,20-0,22 мм. На сегодняшний день основные задачи применения хрома – снижение трения и уменьшение прилипания в кристаллизаторе при резком изменении уровня металла при запуске. Кроме того, производители используют различного рода трехслойные покрытия типа никель (+фосфор) – кобальт - хром, которые существенно повышают стойкость до 1000 плавов.

									Лист
									80
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				

## 6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКИ БЕЗОПАСНОСТИ

### 6.1 Общие требования охраны труда

Для защиты от вредных и опасных для здоровья факторов персоналу производственного цеха выдают личные средства защиты (спецодежда, обувь, каска, защитные очки, респираторы и т.п.). Так же для защиты от высокой температуры и жидких расплавов ставятся ограждения (тепловые экраны, перила и т.п.).

Все оборудование в цехе, которое может нанести вред здоровью, окрашивается в яркие цвета. Электрооборудование заземляется и за его исправной работой наблюдает электрослужба цеха.

Для предотвращения пожара цех оборудован ящиками с песком, огнетушителями, системой пожарных гидрантов, пожарной сигнализацией, а также системами оповещения на случай чрезвычайной ситуации.

В ЭСПЦ-2 раз в год проводятся инструктажи по технике безопасности, развешиваются планы эвакуации [20].

### 6.2 Анализ опасных производственных факторов

Опасный производственный фактор среды – это фактор, который при однократном кратковременном воздействии приводит к травме или гибели человека. К таким факторам относятся:

- ❖ электрический ток;
- ❖ электрические сети и электрические установки;
- ❖ движущиеся объекты (машины, механизмы);
- ❖ падающие с высоты предметы;
- ❖ опасные зоны (работа на высоте; зоны вблизи систем, работающих под высоким давлением;
- ❖ зоны около строительных, монтажных или погрузочно - разгрузочных работ и др. опасные зоны).

При производстве всех технологических операций по выплавки стали все эти факторы присутствуют.

### 6.3 Анализ вредных производственных факторов

Вредный производственный фактор – фактор который при воздействии на организм человека вызывает временное или стойкое ухудшение самочувствия, приводит к заболеванию и нарушает здоровья потомства.

Все вредные производственные факторы можно классифицировать:

	❖ физический вредный производственный фактор;				Лист
					81
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	

22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР

- ❖ химический вредный производственный фактор;
- ❖ биологический вредный производственный фактор;

❖ психофизиологический вредный производственный фактор, к которым можно отнести тяжелые и напряженные условия труда.

При выплавке стали невозможно избежать воздействия многих перечисленных факторов. Среди них особое место занимают:

- ✓ температура, высокая влажность и излучение;
- ✓ электромагнитные поля;
- ✓ лазерное и ультразвуковое излучение;
- ✓ вибрация;
- ✓ сильный шум;
- ✓ освещение, которое может быть как слишком интенсивным, так и недостаточным, что одинаково вредно для зрения;
- ✓ воздействие пыли и аэрозолей;
- ✓ заряженный воздух;
- ✓ работающие части оборудования.

#### 6.4 Влияние марганца на организм человека

Марганец имеет порядковый номер 25 в таблице Менделеева, атомная масса - 54,93. Он представляет собой твердый блестящий металл, по внешнему виду похожий на железо, легко окисляющийся на воздухе с образованием на поверхности тончайшей пленки, предохраняющей его от дальнейшего окисления. В свободном виде в природе не встречается. Его главной рудой является минерал пиролюзит (двуокись марганца -  $MnO_2$ ). Из солей марганца известны хлористая, углекислая, азотнокислая, сернокислая, уксуснокислая и наиболее важная калийная соль марганцевой кислоты (перманганат)  $KMnO_4$ , обладающая сильными окислительными свойствами.

Соединения марганца являются сильными ядами, поражающими центральную нервную систему, сердечно-сосудистую систему и паренхиматозные органы. Отравление марганцем происходит при вдыхании больших количеств пыли, образующейся при размоле и просеве марганцевой руды, а также при вдыхании аэрозолей при плавке стали и электросварке.

В начальной стадии наблюдаются:

- ❖ сильная утомляемость,
- ❖ слабость,
- ❖ сонливость,
- ❖ тупые головные боли в лобно-височных областях,
- ❖ тянущие боли в пояснице, конечностях,
- ❖ реже боли ишиалгического характера,
- ❖ боли в правом подреберье,
- ❖ в подложечной области,
- ❖ понижение аппетита.

									Лист
									82
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				

Рано появляется небольшое увеличение печени, умеренная билирубинемия, наличие уробилина в моче. В нервной системе преобладают процессы торможения.

Во второй стадии появляются:

- ❖ медлительность движений,
- ❖ расстройство походки,
- ❖ парестезии,
- ❖ расстройство мочеиспускания,
- ❖ половая слабость,
- ❖ бессонница,
- ❖ подавленное настроение,
- ❖ слезливость.

Сильная скованность движений, больные утрачивают способность широко шагать.

Третья стадия носит название "марганцевого паркинсонизма" развиваются глубокие органические изменения в нервной системе движения сильно скованы. Больные ходят очень маленькими шагами, движения очень замедлены. Лицо маскообразно, голос глухой, речь монотонна, лишена эмоциональной окраски.

									Лист
									83
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				



## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В выпускной квалификационной рассмотрено:

- ❖ химический состав стали 50Г;
- ❖ критические точки сплава;
- ❖ область применения стали;
- ❖ физические свойства.

Проанализирована технология получения готовой продукции из стали 50Г на примере предприятия ПАО «Ашинский метзавод».

Рассмотрено применение непрерывной загрузки металлошихты в дуговую сталеплавильную печь ее достоинства и недостатки.

Рассчитан материальный и тепловой баланса выплавки.

Приведены зарубежные аналоги производства стали 50Г по всему миру.

Рассмотрены основные дефекты сталеплавильного и более подробно описан дефект как диагональные трещины.

Выявлено влияние марганца на организм человека.

									Лист
									84
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР				

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Черная металлургия России и СНГ в XXI веке. Сб. трудов международной конференции в 5-ти томах, Москва, 6-10 июня, 1994. – М.: Металлургия, 1994. 48
2. Рябов, А.В. Расчёт процесса электроплавки: Учебное пособие /А.В. Рябов, И.В. Чуманов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. – 175с.
3. Поволоцкий Д.Я. Основы технологии производства стали: Учебное пособие для вузов / 2-е изд., испр. и дополн. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2004. – 202 с.
4. Рябов, А.В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах: Учебное пособие / И.В. Чуманов, М.В. Шишимиров. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2007. – 188с.
5. 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.
6. Бигеев А.М., Бигеев В.А. Металлургия стали: Учебник для вузов. – Магнитогорск: МГТУ, 2000. – 644 с.
7. Явойский В.И., Явойский А.В. Научные основы современных процессов производства стали. – М.: Металлургия, 1987. – 184 с.
8. Попель С.И., Сотников А.И., Бороненков В.Н. Теория металлургических процессов: Учебное пособие для вузов. – М.: Металлургия, 1986. – 462 с.
9. Зиньковский, М.М. Безопасность производственных процессов в черной металлургии – М.: Металлургия, 2002. – 480с.
10. 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.
11. Устройство и работа сверхмощных дуговых сталеплавильных печей / Поволоцкий Д.Я., Гудим Ю.А., Зинуров И.Ю. и др. – М.: Металлургия, 1990. – 176 с.
12. Свинолобов, Н.П. Печи черной металлургии: Учебное пособие / Н.П. Свинолобов В.Л., Бровкин для вузов. – Днепропетровск: Пороги, 2004. – 154 с.
13. Морозов, А.Н. Современное производство стали в дуговых печах. – М. : Металлургия, 1983. – 184 с.
14. Дуговые сталеплавильные печи: Атлас / под ред. И.Ю. Зинурова. – М. : Металлургия, 1981. – 180 с.
15. Методическое пособие по выплавки электростали на агрегате «Consteel». ОАО «АМЗ», 2007 г. – 53 с.
16. Внепечная обработка стали на агрегате печь – ковш. Временная технологическая инструкция. ВТИ 123 – М – 45 – 2005. ОАО «АМЗ». 2005 г. – 25 с.
17. Концепция проектирования электросталеплавильного комплекса. – Италия.: “DanielI”, 2006. – 218 с.
18. ТИ / Дефекты металлургического происхождения.

										Лист
										85
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР					

19. [http://www.docme.ru/doc/1405829/sovershenstvovanie-nepreryvnoj-razlivki-stali-s-cel.\\_yu-umen...](http://www.docme.ru/doc/1405829/sovershenstvovanie-nepreryvnoj-razlivki-stali-s-cel._yu-umen...)
20. ТИ / Безопасность жизнедеятельности.
21. ТИ / Охрана труда и техники безопасности.
22. Технологическая инструкция разработанная в соответствии с федеральным законом от 10.01.2002. № 7-ФЗ “Об охране окружающей среды” и федеральным законом от 24.06.1998. № 89-ФЗ “Об отходах производства и потребления”.
23. Белов, С.В. Безопасность жизнедеятельности / С.В. Белов – М.: Высшая школа, 2002. – 356 с.
24. Безопасность жизнедеятельности: Учебник / под ред. Проф. Э.А. Арустамова. — 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Издательский Дом "Дашков и К<sup>О</sup>", 2000. — 678 с.
25. Федеральный закон «Об основах охраны труда в Российской Федерации» от 17.07.99 г. № 181-ФЗ.
26. Правила представления декларации промышленной безопасности опасных производственных объектов, утв. Постановлением Правительства РФ от 11.05.99 г. № 526.
27. Федеральный закон «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» от 21.07.97 № 116-ФЗ.
28. Толковый металлургический словарь. Основные термины. /Лопухов Г.А., Цирульников В.А., Куманин В.И. и др. / Под ред. Куманина В.И. – М.: Рус. яз., 1989. – 446 с.
29. Технологическая инструкция по разливке стали на МНЛЗ. ПАО «Ашинский метзавод», 2005. – 72с.
30. СТО ЮУрГУ 21–2008 Стандарт организации. Система управления качеством образовательных процессов. Курсовая и выпускная квалификационная работа. Требования к содержанию и оформлению / составители: Т.И. Парубочая, Н.В. Сырейщикова, А.Е. Шевелев, Е.В. Шевелева. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2008. – 55 с.

										Лист
										86
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.859.00 ПЗ ВКР					

