

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

РАБОТА ПРОВЕРЕНА  
Рецензент

\_\_\_\_\_ 2018 г

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ  
Заведующий кафедрой

\_\_\_\_\_ 2018 г

Обоснование технологии производства стали 12ГС в условиях ПАО  
«Ашинский метзавод»

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА К ВЫПУСКНОЙ  
КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ  
ЮУрГУ – 22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР

Консультант  
безопасность жизнедеятельности  
к.т.н. доцент  
\_\_\_\_\_ С.А.Меденков  
\_\_\_\_\_ 2018г.

Руководитель проекта  
к.т.н. доцент  
\_\_\_\_\_ С.А.Меденков  
\_\_\_\_\_ 2018г.

Автор проекта  
студент группы ДО-443  
\_\_\_\_\_ В.Р. Зиннатуллин  
\_\_\_\_\_ 2018г.

Нормоконтролер  
к.т.н. доцент  
\_\_\_\_\_ С.А.Меденков  
\_\_\_\_\_ 2018г.

Челябинск 2018г.

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  
Базовая кафедра металлургического производства

УТВЕРЖДАЮ:  
Зав. кафедрой  
Пашнёв В.А.  
« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2017 г.

## З А Д А Н И Е

на выпускную работу студенту

Зинатулинну Владиславу Ринатовичу

Группа: ДО-443

**1 Тема выпускной работы:** Обоснование технологии производства стали 12ГС в условиях ПАО «Ашинский метзавод», утверждена приказом по университету от « \_\_ » \_\_\_\_\_ 2018г. № \_\_\_\_.

**2 Срок сдачи студентом законченной работы** « \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2018г.

**3 Исходные данные к работе**

3.1 Марка стали: 12ГС.

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 Назначение выплавляемой стали*

*1.2 Описание стали*

### *1.3 Технология выплавки сплава 12ГС и работа оборудования в условиях ПАО «АМЗ»*

*1.3.1 Выбор оборудования для выплавки*

*1.3.2 Выбор шихты для выплавки*

*1.3.3 Выбор огнеупорных материалов*

*1.3.4 Технологическая схема производства*

*1.3.5 Контроль качества продукции*

### **2. Расчетная часть**

*2.1 Материальный баланс плавки*

*2.2 Выплавка стали в дуговой сталеплавильной печи. Период плавления*

*2.3 Обработка стали в печи-ковше*

*2.4 Тепловой баланс*

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

*3.1 Возможные нарушения технологического режима и способы борьбы с нарушениями*

*3.2 Дефекты конечного продукта производства*

### **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 Параметры микроклимата электросталеплавильного цеха и их влияние на самочувствие человека.*

### **Заключение**

### **Библиографический список**

### **Приложения**

7 Перечень графического материала :

---

*7.1 Химический состав стали 12ГС (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	Меденков С.А.		
2	Расчетная часть	Меденков С.А.		
3	Возможные дефекты конечного продукта производства	Меденков С.А.		
4	Зарубежный опыт производства подобной продукции	Меденков С.А.		
5	Возможные направления модернизации производства	Меденков С.А.		
6	Охрана труда и техника безопасности	Меденков С.А.		

1 Дата выдачи задания: « \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2017 г.

Руководитель работы: \_\_\_\_\_ /Меденков С.А. /

Задание принял к исполнению:

Студент : \_\_\_\_\_ /Зиннатуллин В.Р. /

## АННОТАЦИЯ

Зиннатуллин В.Р. Обоснование технологии производства стали 12ГС в условиях ПАО «АМЗ». – Аша: ЮУрГУ, М, 2018, 116 с. Библиография литературы – 33 наименования, 6 листов чертежей ф.А1.

В работе рассмотрены: назначение и описание стали 12ГС, технология её получения и применяемое оборудование в условиях Электросталеплавильного цеха №2 ПАО «АМЗ», методы контроля качества, зарубежные аналоги производства подобной продукции.

В работе выполнены расчёты: материальный баланс плавки, тепловой расчёт плавки, расчет выплавки стали в дуговой сталеплавильной печи, обработка стали в печи-ковше.

В работе представлены мероприятия по охране труда и параметры микроклимата электросталеплавильного цеха и их влияние на самочувствие человека.

В работе описаны: возможные дефекты конечного продукта производства.

В работе приведены предложения по возможной модернизации технологического процесса и повышения качества выпускаемой продукции.

В работе выполнены чертежи: планировки цеха, дуговая сталеплавильная печь, агрегат ковш-печь, машина непрерывного литья заготовок, химический состав стали 12ГС.

					<b>22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР</b>		
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>			
Разраб.		Зиннатуллин			<b>Обоснование технологии производства стали 12ГС в условиях ПАО «Ашинский метзавод»</b>		
Провер.		Меденков С.А.					
Реценз.							
Н. Контр.		Меденков С.А.					
Утверд.							
					<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
						6	116

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	8
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	10
1.1 Назначение выплавляемой стали.....	10
1.2 Описание стали.....	10
1.3 Технология выплавки сплава 12ГС и работа оборудования в условиях ПАО «АМЗ».....	11
1.3.1 Выбор оборудования для выплавки.....	11
1.3.2 Выбор шихты для выплавки.....	18
1.3.3 Выбор огнеупорных материалов.....	19
1.3.4 Технологическая схема производства .....	21
1.3.5 Контроль качества продукции.....	36
2 РАСЧЁТНАЯ ЧАСТЬ.....	38
2.1 Материальный баланс плавки.....	38
2.2 Выплавка стали в дуговой сталеплавильной печи. Период плавления.....	40
2.3 Обработка стали в печи-ковше .....	67
2.4 Тепловой баланс .....	83
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА.....	95
3.1 Возможные нарушения технологического режима и способы борьбы с нарушениями.....	95
3.2 Дефекты конечного продукта производства.....	96
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ ....	99
5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА...	102
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ.....	107
6.1 Общие требования охраны труда .....	107
6.2 Анализ опасных и вредных производственных факторов .....	109
6.3 Параметры микроклимата электросталеплавильного цеха и их влияние на самочувствие человека.....	113
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	114
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	115
<b>ПРИЛОЖЕНИЯ</b>	
Химический состав стали 12ГС	
Технологический цикл производства	
Планировка сталеплавильного цеха	
Дуговая сталеплавильная печь	
Агрегат ковш-печь	
Машина непрерывного литья заготовок	







# 1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

## 1.1 Назначение выплавляемой стали

Одним из видов продукции Электросталеплавильного цеха №2 ПАО «АМЗ» является производство конструкционной низколегированной стали. Низколегированные стали содержат до 0,2% углерода и от 2 до 3 % недефицитных легирующих элементов. Экономически целесообразны и обладают следующими преимуществами:

- более высоким пределом текучести, что позволяет снизить расход металла от 15 до 40%;
- пониженной склонностью к механическому старению;
- возможностью применения при отрицательных температурах;
- после закалки и отпуска имеют повышенную прочность, вязкость и минимальную чувствительность к надрезу;
- лучшую коррозионную стойкость и износостойкость;
- имеют хорошую свариваемость и низкий порог хладноломкости при достаточной ударной вязкости. [10]

Всеми данными преимуществами обладает конструкционная низколегированная сталь 12ГС.

Данный сплав используется для элементов сварных и металлоконструкций, а так же различных деталей машин и оборудования, которые изготовлены методом вытяжки, гибки,ковки, и к которым предъявляются требования повышенной прочности и коррозионной стойкости с ограничением массы и работающие при температуре от -70 до 450°С. Используется для изготовления труб паропроводных высокого давления.

## 1.2 Описание стали

Сплав 12ГС относится к сплавам на основе железа, его химический состав представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав сплава 12ГС согласно ТИ 123-Э-10-2017

Химический элемент	C	Mn	Si	P	S	Cr	Ni	Cu	Al	As	N
Содержание	0,09-0,15	0,8-1,2	0,5-0,8	Не более 0,03	Не более 0,035	Не более 0,3	Не более 0,3	Не более 0,3	0,02-0,04	Не более 0,08	Не более 0,012

В таблице 2 представлены механические свойства готовой стали 12ГС.

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР						Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата							10

Таблица 2 – Механические свойства стали марки 12ГС при T=20<sup>0</sup>C

Сортамент	Размер, мм	Нап р.	$\sigma_B$ МПа	$\sigma_T$ МПа	$\delta_5$ %	$\psi$ %	КСУ кДж / м <sup>2</sup>
Лист, Класс прочности 315, ГОСТ 19281-2014	до 60		450	315	26		
Лист, ГОСТ 19282-73	4		470	320	26		

Рассмотрим технологические свойства стали 12ГС. Свариваемость стали обеспечивается технологией ее изготовления. Технологические свойства стали представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Технологические свойства стали 12ГС

Свойство	Описание
Свариваемость	без ограничений
Флокеночувствительность	не чувствительна
Склонность к отпускной хрупкости	не склонна

Соответственно сварка стали 12 ГС происходит без ограничений, то есть сварка производится без подогрева и без последующей термообработки.

### 1.3 Технология выплавки сплава 12ГС и работа оборудования в условиях ПАО «АМЗ»

#### 1.3.1 Выбор оборудования для выплавки

Производство стали марки 12ГС происходит в условиях Электросталеплавильного цеха №2 ПАО «АМЗ». Данное производство имеет следующую технологическую схему, представленную на рисунке 1.

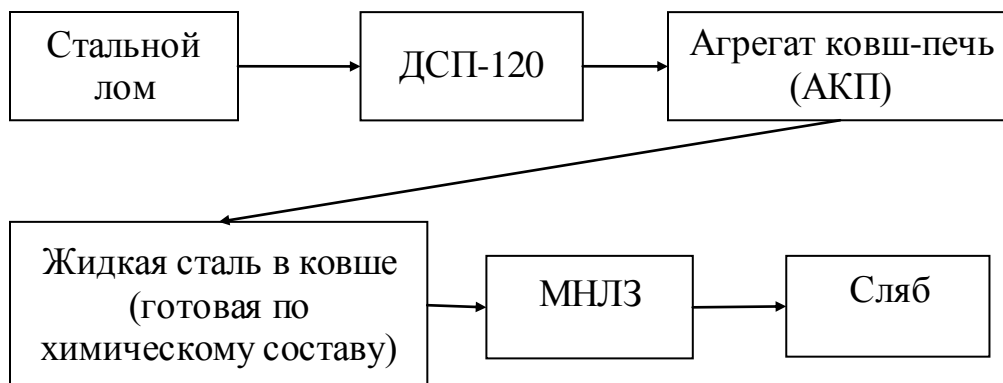


Рисунок 1 – Технологическая схема производства стали 12 ГС в ЭСПЦ №2

Производство полупродукта происходит в основной дуговой сталеплавильной печи ДСП-120 с эркерным выпуском. Далее внепечная обработка и доводка стали до требуемого химического состава на агрегате печь-ковш (АКП), в заключительном этапе происходит разливка на одноручьевой вертикальной слябовой машине непрерывного литья заготовки (МНЛЗ) и сифонным способом в изложницы.

В таблице 4 представлены общие характеристики дуговой электросталеплавильной печи ДСП-120.

Таблица 4 - Общие характеристики агрегата: дуговая электросталеплавильная печь (ДСП-120)

Наименование параметра	Показатель
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°
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>

Для осуществления предварительного нагрева и непрерывной загрузки ДСП-120 металлошихтой предназначен конвейер Consteel. Рассмотрим краткую характеристику конвейера Consteel:

- конвейер Consteel выполнен из подвижной металлической конструкции желобчатого типа. Поступление металлошихты в ДСП-120 по конвейеру осуществляется за счет возвратно-поступательного движения секций (зон) конвейера;

- конвейер Consteel состоит из трех секций (зон): две секции (зоны) — загрузочные длиной 30,6 м., одна секция (зона) — предварительного подогрева длиной 38,415 м. Глубина конвейера 1,0 метра, ширина в нижней части 2,0 метра;

- секция (зона) предварительного подогрева металлошихты укрыта двумя водоохлаждаемыми и тремя футерованными длиной 5,065 метра колпаками, образующих туннель, через который проходят отходящие газы и засасываются

системой отходящих газов. Предварительный подогрев металлошихты производится за счет теплообмена между металлошихтой и разогретыми отходящими печными газами движущимися в противоположном направлении;

- секция (зона) предварительного подогрева металлошихты соединена с ДСП-120 с помощью соединительной телеги длиной 5,5 метров, шириной в нижней части 2,060 метра и глубиной 0,79 метра. Соединительная телега оборудована системой перемещения вперед/назад относительно печи таким образом, соединяя загрузочный / подогревательный конвейеры с печью;

- для загрузки металлошихты в кожухе печи со стороны конвейера Consteel выполнен специальный портал, через который соединительная телега входит в рабочее пространство печи на уровне откоса. Металлошихта сваливается с носка соединительной телеги и поступает в жидкую ванну «болота» на подине печи. [27]

При завалке через конвейер тяжеловесного лома и скрапа для исключения поломки электродов обязательно производить заблаговременно отключение печи и подъем электродов. Отключение производить через промежуток времени с момента захода тяжелого (объемного) лома в горячую зону конвейера (под прижимной ролик) до подхода лома к печи. Данное время определяется скоростью конвейера Consteel и представлено в таблице 5.

Таблица 5 – Скорость конвейера

Скорость конвейера, %	100	95	95	85	80	75	70	65	60
Время до печи, мин	5,8	6,1	6,5	6,8	7,3	7,8	8,3	9,0	9,7

Контроль химического состава и температуры металла. Отбор проб и замер температуры производится в автоматическом (при помощи автоматического манипулятора «MORE») и ручном режиме.

При помощи автоматического манипулятора «MORE»:

- отбор проб металла и замер температуры производить пробоотборниками марки «СЕТ»;

- замер температуры металла выполняется разовыми термодарами марки «Superterm».

При ручном способе:

- замер температуры металла выполнять разовыми термодарами марки «Superterm» тип В длина 1200;

- отбор проб металла производить пробоотборниками марки ПН-А-12-1200.

Ответственный за отбор проб является сталевар и подручный сталевара.

Первый замер температуры и отбор пробы на химический анализ производится после окончания загрузки (95%) металлошихты и ее расплавления. В процессе рафинирования производить дополнительно 1-2 замера температуры с целью исключения перегрева ванны. Последний замер температуры производится

не ранее чем за 3 мин до выпуска. Замеры и отбор проб необходимо производить при отключенных электрических дугах.

Замер окисленности сталевар производит зондами CELOX при температуре металла не ниже 1580 °С, отключенных электрических дугах и отключенных кислородных горелках. Результаты замера окисленности выводятся на монитор прибора Multi-Lab. По полученному значению окисленности определяется содержание углерода согласно графика, представленного на рисунке 2.

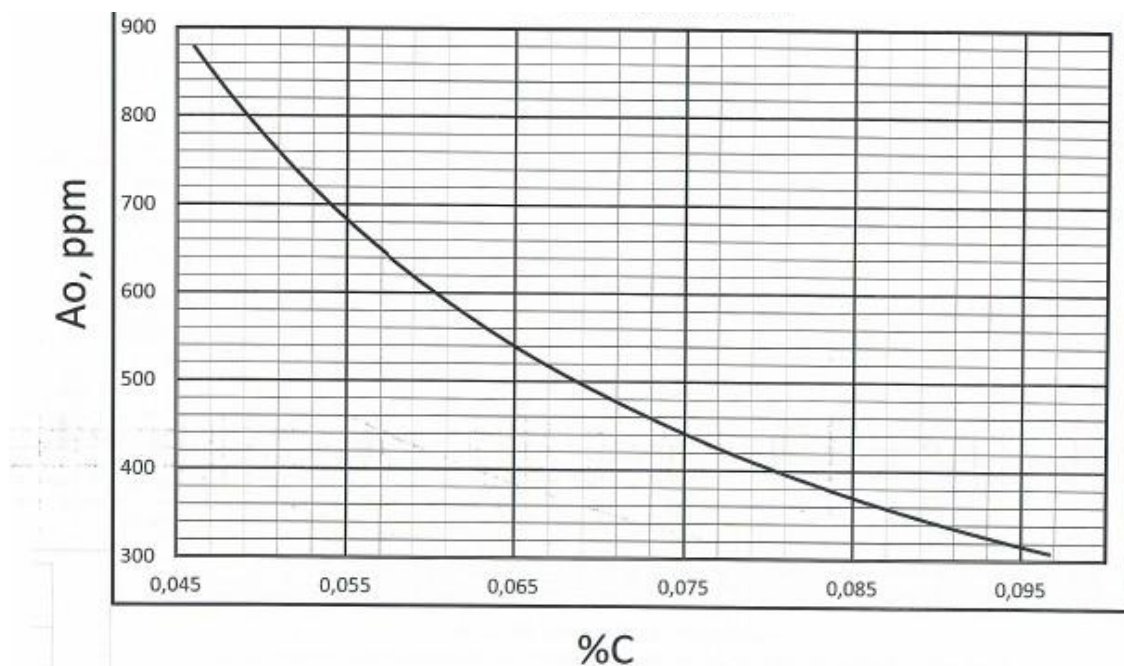


Рисунок 2 – Зависимость процентного содержания углерода (%C) от вычисленного значения окисленности (Ao, ppm) металла

Полученное значение окисленности металла и определенное по графику содержание углерода указывать в паспорте плавки.

Подготовка, установка, эксплуатация, транспортирование графитированных электродов должны осуществляться согласно ТИ 123-Э-09-2017. Марки и размеры применяемых графитированных электродов должны соответствовать требованиям ТИ 123-Э-09-2017.

Продолжительность транспортировки ковша с металлом от выпуска из ДСП до постановки его на стенд АКП должна быть не более 20 минут.

Для доводки стали до заданных параметров после ДСП-120 сплав поступает в агрегат ковш-печь (АКП). В АКП проводится рафинирование стали, удаление неметаллических включений и газов. Ковш накрывается водоохлаждаемым или футерованным сводом с отверстиями для введения графитированных электродов, подачи присадок и контроля процесса, наводят свежий высокоосновный шлак, обладающий высокой десульфурирующей способностью и защищающий металл от вторичного окисления окружающей атмосферой.

Минимальное время обработки определяется необходимостью усреднения по температуре и химическому составу и должно составлять не менее 20 минут от

момента начала и до окончания продувки аргоном. В таблице 6 представлена техническая характеристика агрегата Ковш-печь, находящаяся в ЭСПЦ – 2.

Таблица 6 - Технические характеристики агрегата Ковш-печь

Наименование параметра	Норма		Примечание
	Номинал	Допустимая	
1. Емкость ковша, т	117,5	120	
2. Диаметр кожуха ковша, мм			
- в верхней части	3700	-	
- в нижней части	3375	-	
3. Высота ковша, мм	3950	-	
4. Мощность трансформатора, МВА	18	-	
5. Напряжение трансформатора, В			
- высокое напряжение	10000	+ 5 %	
- низкое напряжение	318,5...132,5		
6. Номинальный ток, кА	32,6	-	
7. Число фаз	3	-	
8. Напряжение цепей управления, В	220; 24	-	
9. Напряжение силовых цепей приводов, В	380	380 <sup>+38</sup> <sub>-19</sub>	
10. Диаметр графитированных электродов, мм	400	400 <sup>+2,5</sup> <sub>-1,5</sub>	
11. Диаметр распада электродов, мм	700	700+5	
12. Ход электрода, мм	2500	2500 <sub>-20</sub>	
13. Скорость перемещения трех электродов одновременно вверх, мм/с	75	-	
14. Скорость нагрева металла, °С/мин	3...4	-	расчетная
15. Расход охлаждающей воды, м <sup>3</sup> /ч			
- на свод	160	-	
- на вторичный токопровод	60	-	
16. Расход аргона на продувку металла, м <sup>3</sup> /ч	5-25	30	
17. Расход азота на газодинамические уплотнители, нм <sup>3</sup> /ч	2100	2500	
18. Давление аргона на продувку, МПа	0,6	1,6	
19. Масса агрегата ковш-печь, кг	168000	-	

Сталеразливочные ковши, предназначенные под выпуск стали на АКП, должны быть подготовлены и разогреты в соответствии с требованиями технологической инструкции ТИ 123-Э-19. Температура внутренней поверхности



Продолжение таблицы 7

1	2
Ход кристаллизатора	от 3.0 мм до 12.0 мм
Время отставания заготовки относительно кристаллизатора	изменяемое
Регулировка формы, амплитуды и частоты колебаний	динамическая, в процессе разливки
Охлаждение кристаллизатора и машины	охлаждающая вода в системе циркуляции
Охлаждение непрерывно-литой заготовки	в сегментах с 0 по 7 – воздушно-водяным аэрозолем в сегментах с 8 по 10, а также охлаждение нижних роликов под кристаллизатором – только водой
Система затравки	подача снизу
Резка заготовки	автоматическим агрегатом с газовым резаком
Измерение длины заготовки	с помощью мерного ролика
Транспортировка слябов	с помощью рольганга и тележки для поворота заготовок

Расчет максимальных скоростей разливки выполняется отдельно для толщин слябов 180 мм и 240 мм при этом максимально допустимые скорости разливки рассчитаны из условия принятой конструктивно металлургической длины МНЛЗ, равной 25,68 м, чтобы жидкая фаза слитка не попала в зону действия машины газовой резки. [29]

Для обеспечения оптимального уровня качества непрерывнолитого сляба и служебных свойств проката, а также для максимальной унификации технологии производства стали содержание вредных примесей должно соответствовать нормам в суженых пределах, отличающимися от соответствующих стандартов содержания элементов:

- содержание серы не более 0,020%;
- содержание фосфора не более 0,020%;
- суммарное содержание серы и фосфора не более 0,040%;
- отношение содержания марганца к содержанию серы Mn/S не менее 28;
- отношение содержания кальция к содержанию алюминия Ca/Al не менее 0,05;
- содержание меди:
  - для углеродистых марок не более 0,30%;
  - для конструкционных и низколегированных не более 0,20%;
- содержание остаточного алюминия:
  - для низкоуглеродистых сталей 0,010-0,020%;
  - для среднеуглеродистых сталей 0,010-0,025%;



- содержание водорода не более 8 ppm.

Допустимым пределом для безаварийной разливки на МНЛЗ считать следующие содержания

примесей цветных металлов:

Pb – 0,050 %; Sn – 0,150 %; Sb – 0,050 %; Zn – 0,050 %.

Плавка с допустимым повышенным содержанием примесей цветных металлов, разлитая на МНЛЗ, должна быть прокатана на профиль менее 30 мм.

Планировка цеха ЭСПЦ №2 представлена в графической части.

### 1.3.2 Выбор шихты для выплавки

Ко всем выплавляемым в ЭСПЦ-2 сплавам предъявляются очень высокие требования по чистоте (содержанию вредных примесей) и точности химического состава, соответственно высокие требования предъявляются и к шихтовым материалам. Все шихтовые, добавочные и вспомогательные материалы, используемые для выплавки стали, должны соответствовать требованиям государственных стандартов, технических условий или иных документов, содержащих требования к качеству данных материалов.

Основными составляющими металлошихты являются отходы сталеплавильного и прокатного производства (собственного производства или покупной), привозной и оборотный металлолом групп 1А-12А, привозной и оборотный скрап, шлак металлургический (марки ШМ-1, ШМ-2), штанги насосной б/у, трубы стальные (в том числе ТНК), а так же чугун (лом, бой). Легковесный лом, пакеты и стальные трубы по возможности предварительно должны пройти порезку на ножницах "Линдемани". Возможно использование стружки небрикетированной черных металлов, сепарированного лома, окалина МНЛЗ.

Разрешается в качестве лома использовать лом ручной выборки после грохочения и мелкий лом после магнитной сепарации. Лом ручной выборки завозить железнодорожным или автотранспортом и использовать для загрузки магнитными плитами на конвейер или в бадью.

Металлошихта не должна быть промасленной, загрязнённой мусором, примесями цветных металлов (медь, свинец, олово, хром, никель, цинк, молибден), воспламеняющимися и взрывоопасными предметами, а также не должна содержать токсичных и радиоактивных загрязнений, сосудов под давлением, закрытых или недостаточно открытых контейнеров любого рода, крупных кусков (размером с кирпич) токонепроводящих предметов (земля, остатки изоляции, шины, трубы заполненные деревом или бетоном), не разобранных агрегатов, двигателей и т.д. с возможным содержанием масла в картерах. В металлошихте не должно содержаться шлака, прокатной окалины, пыли из пылеуловителей, шлифовальной пыли и шлама.

Запрещается применение металлошихты с наличием снега и льда.

В таблице 8 приведены размеры и вес отдельных кусков металлошихты, загружаемой по конвейеру и в бадью.

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		18



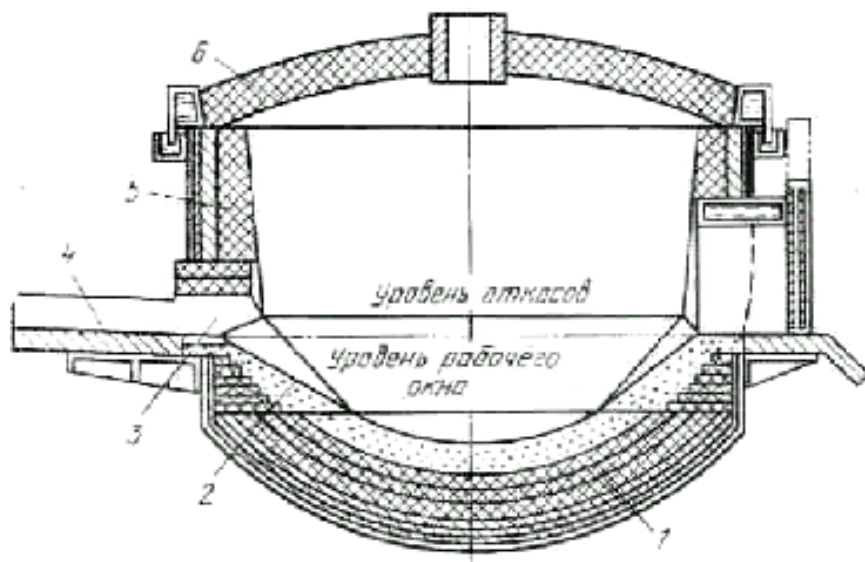


Рисунок 3 - Футеровка дуговой печи:

1 – под печи; 2 – откосы; 3 – стены; 4 – сливной носок; 5 – арка рабочего окна; 6 – свод

Кладку подины и откосов выполняют из магнезитовых изделий огнеупорностью выше 2000 °С, изготовляемых прессованием из обожженного до спекания магнезита. Магнезитовые изделия подразделяют в зависимости от химического состава на марки – М-91, МП-91, МП-89. Физико-механические свойства магнезитовых изделий приведены в таблице 9.

Таблица 9 - Физико-механические свойства магнезитовых изделий

Характеристика материала изделий	Марки		
	М-91	МП-91	МП-89
Химический состав, %			
окись магния	91	91	89
окись кальция	3	3	4
Пористость кажущаяся, %	27	11-18	1-20
Предел прочности при сжатии, МПа (кгс/см <sup>2</sup> )	3,92 (400)	4,9 (500)	4,9 (500)
Температура начала деформации (под нагрузкой 20кПа (2 кгс/см <sup>2</sup> ), °С	1500	1500	1500
Дополнительная линейная усадка при температуре, °С и выдержке 2ч,%	1,0	1,0	1,0

Для тепловой изоляции подины и стен, а так же футеровки сливного желоба используют шамотный кирпич, который обладает низкой теплопроводностью и высокой термостойкостью. [20]

### 1.3.4 Технологическая схема производства

Технологический процесс получения стали 12ГС является сложнейшей и трудоёмкой операцией, от точности, проведения которой сильно зависит качество готовой продукции.

В целом технология получения конструкционной низколегированной стали состоит из следующих этапов:

- выплавка полупродукта в дуговой сталеплавильной печи ДСП-120 с эркерным выпуском;
- доведение стали до требуемого химического состава на агрегате печь-ковш (АКП);
- разливка на одноручьевой вертикальной слябовой машине непрерывного литья заготовки (МНЛЗ) в изложницы.

Сталь в дуговой печи выплавляется по двум вариантам:

- с завалкой металлошихты на «болото» (40-60 т металла предыдущей плавки);
- с завалкой металлошихты на «сухую» подину, очищенную от остатков шлака и металла от предыдущей плавки.

Основным способом выплавки полупродукта стали является использование способа «болота».

Плавки на "сухую" подину (без оставления металла и шлака) проводятся:

- после холодного ремонта подины печи;
- после горячего ремонта подины печи;
- после выполнения серии плавов с применением легированных отходов, если в жидком металле содержатся элементы, которые являются нежелательной примесью при выплавке последующих марок стали.

Рассмотрим подробнее подготовку печи к началу плавки. После каждой плавки сталеваром производится осмотр печи, оценивается состояние футеровки стен, шлакового пояса, центральной огнеупорной части свода, подины, продувочных фурм, сталевыпускного отверстия, состояние водоохлаждаемых элементов печи, электродержателей, шлангов подачи воды на охлаждение, кабелей короткой сети.

После выпуска предыдущей плавки производится удаление остатков шлака и настывшей из канала эркера и торца концевой втулки эркерного выпуска. Очистку производить при помощи кислородной трубки. После закрытия выпускного отверстия в него засыпать стартовую смесь.

Заправка подины и откосов. Для заправки подины печи применяется заправочная масса на основе магнезиальных материалов JEFRIT GM-1, которая обеспечивает достаточную степень сцепления с футеровкой печи. После выпуска металла печь наклонить в сторону рабочей площадки для осмотра футеровки сталеваром с целью общей оценки состояния откосов, подины и выявления на ней остатков металла и шлака. Одновременно оценивается состояние свода и стен. Заправка подины и откосов производится механизированным способом (заправочной машиной). Разрешается производить заправку вручную.

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		21

Горячий ремонт подины проводится по мере необходимости в местах локального износа подины методом подсыпки ремонтных масс согласно ТИ 123-Э-02.

После заправки подины, откосов и завалки шихты при необходимости производить частичную заправку стен (подварку) массами согласно ТИ 123-Э-02. По окончании выпуска плавки, за которой будет следовать замена эркерной трубки, обеспечить отсутствие остатков металла и шлака на эркере.

Завалка металлошихты в ДСП осуществляется по конвейеру Consteel - это основной способ загрузки.

При погрузке металлошихты на конвейер должны быть учтены следующие моменты. Металлошихта должна быть разложена равномерно, её высота должна составлять приблизительно 650 мм, что на 150 мм ниже высоты загрузочного конвейера.

При использовании чугуна и брикетированного железа, для получения равномерной загрузки они должны быть разложены на загрузочном конвейере тем же самым образом. При этом загрузка чугуна и брикетированного железа в ДСП должна быть произведена в первой половине плавки для того, чтобы предотвратить любые задержки, вызванные высоким содержанием углерода. Из-за высокой плотности чугуна и брикетированного железа (ГБЖ), при использовании этих материалов загрузка конвейера соответственно увеличивается. Программа АСУ ТП ДСП уменьшить скорость конвейера для того, чтобы соответствовать интенсивности подачи в рамках заданной системы продолжительности загрузки.

При наличии скрапа с максимальной крупностью кусков не более 500x500 мм и длиной не более 1000 мм: через 30-35 минут после начала плавки грузить скрап на следующую плавку.

Габаритный мелкий скрап однородной фракции менее 100 мм, в виде орешка (после магнитной сепарации) рекомендуется заваливать в ДСП до начала схода шлака из печи (до общей массы ванны примерно 90 тонн) при этом необходимо увеличить подачу кускового углеродного материала в начале плавки по 25 кг на каждую тонну габаритного мелкого скрапа однородной фракции менее 100 мм, в виде орешка (после магнитной сепарации).

Загрузку стружки небрикетированной производить на дно конвейера Consteel, придавливая сверху более тяжеловесной металлошихтой. Завалку стружки небрикетированной производить до начала схода шлака.

Рассмотрим шихтовку плавки. Масса тяжеловесных отходов (обрези и скрапа) в составе общей массы завалки должна быть не более 50%. Во избежание риска взрыва следует загружать сухой скрап (без масла, воды) и не использовать герметизированные контейнеры (емкости). В завалку одной плавки разрешено использовать ограниченное количество следующих видов металлошихты:

- части и элементы боеприпасов, при наличии талона взрывобезопасности;
- пресс-пакеты, пресс-таблетки и стружку небрикетированную в сумме не более 15 тонн.

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		22

- габаритный мелкий скрап однородной фракции менее 100 мм, в виде орешка (после магнитной сепарации) не более 10 тонн. Остальное количество (для выполнения плана по расходу скрапа), догружать скрапом более крупных фракций;

- немагнитный скрап с автоезда, загружаемый «Фуксом», не более 10 тонн на плавку. При загрузке на конвейер мелкого скрапа (фракцией менее 100 мм), расход скрапа с автоезда не должен превышать 5 т;

- окалина МНЛЗ в количестве не более 5 тонн на плавку при выплавке полупродукта для низкоуглеродистых марок стали (12ГС, 09Г2С, С345, С355, S355, 17Г1С).

Масса остатка жидкого металла и шлака (болото) после выпуска предыдущей плавки составляет 40...60 тонн. Загрузка ДСП металлошихтой производится из расчета обеспечения веса жидкого металла в ковше после выпуска 115-120 тонн.

Плавление лома в ДСП с загрузкой через конвейер Consteel - происходит в режиме «ЖИДКАЯ ВАННА».

После расплавления первой загрузки следует подавать лом, скрап, чугун, ГБЖ, через конвейер Consteel. Шлакообразующие материалы и углеродсодержащие материалы фракцией 10-50 мм подавать посредством системы подачи материалов через свод.

Ввиду низкого уровня металла в печи на этом этапе, а также с целью получения заданного химического состава шлака, необходимо вместе с металлошихтой добавлять известь, доломит, магнезиальные материалы и УСМ. Кислород использовать для формирования вспененного шлака. Вспененный шлак сохранять для обеспечения защиты водоохлаждаемых панелей и огнеупорной футеровки, сокращения расхода электроэнергии и времени работы под током.

Кислород и УСМ использовать с начала плавки для получения химической энергии посредством окисления углерода и производства достаточного объема печного газа для формирования вспененного шлака с целью обеспечения защиты дуги и боковых стен.

Во время данного этапа процесса плавления интенсивность подачи металлошихты, извести, регулируется автоматически или рассчитывается сталеваром для поддержания температуры ванны 1530°C - 1560°C. Не допускается перегрев ванны на этапе завалки более 1600°C, для чего

в случае низкой скорости подачи металлошихты через конвейер отключать печь, выждать паузу для догрузки металлошихтой конвейером.

После завалки 95% металлошихты и ее расплавления произвести отбор пробы металла с помощью специальных пробоотборников для определения массовых долей углерода, марганца, кремния фосфора, серы, хрома, никеля и меди, и измерение температуры металла.

Для обеспечения требуемого содержания фосфора в полупродукте необходимо, к моменту полного расплавления отобрать пробу металла, при этом температура металла не должна превышать 1590 - 1600 °С. Требование к полупродукту для марки стали 12ГС представлено в таблице 10.

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		23



среднеуглеродистых, высокоуглеродистых сталей (содержание углерода более 0,15% в готовой стали) и более 34% для низкоуглеродистых сталей (содержание углерода менее 0,15% в готовой стали) на 2-х и более последних плавках, сталевар должен проверить работу инжекторов по вдуванию УСМ фракции 0,3-3мм и расход углеродсодержащих материалов.

Основность шлака ( $\text{CaO}/\text{SiO}_2$ ), должна находиться в пределах 1,6-2,0. Если основность не соответствует данным значениям необходимо скорректировать расход извести из расчёта, что для снижения основности на 0,1 необходимо снизить, а для увеличения основности на 0,1 необходимо увеличить расход извести на 250 кг на плавку.

Для защиты футеровки печи от теплового излучения электрических дуг и увеличения съёма полезной мощности трансформатора, а также предотвращения насыщения стали азотом, на протяжении всей плавки запрещается допускать оголение дуг. Шлак должен находиться во вспененном состоянии, для чего в процессе шлакообразования в печь сверху присаживают сначала углеродосодержащий материал (фракцией 0-50 мм) и массой от 800 до 1500 кг с последующим вдуванием в печь углеродсодержащего материала (фракцией 0,3-3,0 мм) от 1500 до 2500 кг. Вдувание углеродсодержащего материала производить через 3 устройства. При невозможной операции вдувания углеродсодержащих материалов разрешается в печь вводить через свод углеродсодержащий материал массой до 1500 кг.

В процессе продувки кислородом вспененный шлак удаляется из печи самотёком через рабочее окно в шлаковый коридор, при этом не допускается сход металла в шлаковый коридор и оголение дуг.

При вызове погрузчика Либхер для уборки шлака в шлаковом коридоре водовоздушная система орошения должна быть выключена за 5 минут до начала уборки, для предварительного испарения воды со шлаковой корочки.

Для предотвращения повышенного износа футеровки печи массовая доля оксида магния ( $\text{MgO}$ ) в шлаке должна находиться в диапазоне от 8,0 до 12,0 % и корректироваться в зависимости от основности шлака и содержания в нем  $\text{FeO}$ . Для этого в печь в начале плавки отдавать магнийсодержащий материал массой 500-1000 кг порциями по 100-200 кг.

После окончания загрузки (95%) металлошихты и ее расплавления необходимо произвести первый замер температуры и отбор пробы на химический анализ.

При отборе проб и замере температуры в ручном режиме необходимо:

- до отбора пробы и замера температуры отключить 1 и 4 горелки, затем (после отбора и замера) включить;
- пробоотборник и термопреобразователь погружать в расплав стали на глубину 2/3 длины пробоотборника;
- время отбора проб - от 5 до 8 сек, время замера температуры - 5 сек;
- пробу охлаждать в воде до температуры, достаточной для последующего высушивания пробы.

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		25



Проба металла не должна содержать шлак. После получения требуемой температуры и удовлетворительного химического анализа первой пробы металла по содержанию основных элементов, кроме углерода, разрешается производить выпуск плавки по значению окисленности металла.

Выпуск металла осуществлять только при получении удовлетворительных результатов химического анализа последней пробы. Подготовка к выпуску плавки. За 5-8 минут до выпуска металла из печи наклонить печь не более чем на 2 градуса для скачивания шлака. Когда скачивание шлака завершено, наклонить печь обратно в горизонтальное положение. Стальковш должен быть подготовлен и перемещён в положение для выпуска плавки не более чем за 10 минут до выпуска. Температура футеровки стальковша должна быть не менее 1000 °С.

Раскисление полупродукта на выпуске. Ферросплавы и шлакообразующие для выпуска должны быть подготовлены. Рекомендуемый расход раскислителей и шлакообразующих на выпуске из ДСП для стали 12ГС показан в таблице 11.

Для сталей с содержанием углерода в ковшевой пробе менее 0,15% в качестве раскислителей использовать ферросиликомарганец, ферросилиций и алюминий (ферроалюминий). Алюминий применяется в виде чушек, пирамидок. В качестве шлакообразующего материала используются известь и магнезиальный материал.

Таблица 11 - Рекомендуемый расход раскислителей и шлакообразующих на выпуске из ДСП

Марка стали	Содержание углерода, %		Расход раскислителей и шлакообразующих, кг/пл						
	В готовой стали	В первой пробе АКП	SiMn	FeSi65	Лом алюминиевый, алюминий чушковой, алюминий в виде пирамидок	Карбид кальция	Феррохром	УСМ	Известь
12ГС	0,09-0,15	Не более 0,09	500	100	200	45-56	-	-	500

Разрешается производить раскисление полупродукта в ковше ручным способом, при этом отдавать материалы такие, как карбид кальция, чушковой алюминий взамен ферроалюминия. Перед отдачей карбида кальция подручный сталевара должен обязательно нарушить целостность барабана. Для этого его необходимо вскрыть или пробить в нем отверстие. На плавках стали марок СтЗсп и 09Г2С расход карбида кальция на плавку должен составлять 45-56 кг, на остальных марках стали - 60-84 кг. При этом необходимо учитывать, что отдача 45-84 карбида кальция повышает содержание углерода в первой пробе АКП не более 0,02%. Отдача карбида кальция или чушкового алюминия осуществляется под струю металла при наливе не менее 10-15 т.

Расчет по марганцу производить на нижний марочный предел, установленный требованиями нормативной документации, с учетом остаточного, без учета угара. Расчет по кремнию производить на 0,20 % без учета угара для сталей, нелегированных кремнием, и на 0,10 % выше нижнего марочного предела, без учета угара, для сталей, легированных кремнием.

При получении по расплавлению повышенного содержания цветных металлов, не регламентированных требованиями НТД, таких как Pb, Sb, Sn, Zn, плавка разбавляется чистой по цветным примесям металлошихтой до достижения допустимых пределов по химическому составу.

Допустимым пределом для безаварийной разливки на МНЛЗ принимаются следующие содержания примесей цветных металлов: Pb – 0,050 %; Sn – 0,150 %; Sb – 0,050 %; Zn – 0,050 % .

При отсутствии организационно-технической возможности разбавления плавки с повышенным содержанием цветных металлов, данную плавку выпустить в сталковш, раскислив металл, с доводкой на АКП для получения стали марки СтЗсп.

После достижения температуры выпуска кислородная и углеродная фурмы должны быть выключены. Несущие электрододержатели должны быть выставлены в положение «выпуск». Вывести из пространства печи соединяющую тележку. Как только соединяющая тележка начнет двигаться обратно, двигатель отключится автоматически. Гидравлический цилиндр остановится автоматически, когда достигнет координаты отвода. Управление наклона ДСП переключить с основного пульта управления на пульт поста управления выпуска. Сообщить оператору пульта управления выпуска о том, что печь готова к выпуску.

При готовности плавки к выпуску и получив подтверждение о том, что оборудование готово к выпуску, сталевар с главного пульта разрешает наклон ДСП, и даёт команду на выпуск, при этом указав подручному ДСП проводить раскисление УСМ или нет. После команды сталевара и передачи управления, подручный сталевара начинает процедуру выпуска плавки, для чего необходимо:

- убедиться, что сталковш расположен в положении «под печью» и включена донная продувка аргоном (азотом);
- убедиться, что ферросплавы и УСМ готовы для разгрузки в сталковш и тракт подачи переведен на отдачу в ковш;
- убедиться, что пульт управления для выпуска включён и соответствует настроенным значениям выпуска;
- наклонить печь на сторону выпуска на  $4,5^0$ ;
- разблокировать механизм открытия эркера;
- отдать в ковш УСМ;
- открыть выпускное отверстие, в случае если не произошло самопроизвольного схода металла в ковш, то открывать используя кислород;
- после того, как сталь начинает течь в ковш, запустить систему разгрузки ферросплавов в ковш, которые дозированы и готовы к разгрузке. Раскислители должны быть отданы в ковш при наполнении его не менее на 20-30 тонн;

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		27



необходимо снизить расход аргона или перейти на более низкую ступень напряжения до наведения необходимого уровня шлака;

- каждые 5 - 10 минут необходимо проводить визуальный контроль продувки, при этом оголение зеркала сплава должно составлять не более 0,5 м в диаметре.

- расход аргона может изменяться по периодам обработки стали в зависимости от состояния продувочного узла.

Через 3-5 минут после начала продувки аргоном измерить температуру и отобрать первую пробу металла. Температура металла для низкоуглеродистых марок сталей, в которую входит сталь 12ГС, перед отбором первой пробы в зависимости от содержания углерода должна составлять 1540 ( $\pm 10$ ) °С.

Далее включить дуговой нагрев металла на АКП и ввести первую порцию шлакообразующих материалов в количестве 100-150 кг. Нагрев металла необходимо начать с более низких ступеней мощности и далее переходить к более высоким ступеням после образования достаточно жидкоподвижного шлака. Ступень напряжения выбирается исходя из требуемой скорости нагрева стали. Скорость нагрева 110 т металла на различных ступенях печного трансформатора в диапазоне рабочих токов показана в таблице 12.

Таблица 12 - Скорость нагрева 110 тонн металла на различных ступенях печного трансформатора в диапазоне рабочих токов

№ ступени напряжения	Номинальное напряжение, В	Рабочий ток, кА	Коэффициент мощности, $\cos \phi$	Активная мощность, МВт	Скорость нагрева металла, °С/мин
19	318,5	25	0,89	12,3	3,9
		33	0,87	15,3	5,0
18	307,5	24	0,89	11,4	3,6
		32	0,87	14,8	4,7
15	274,7	21	0,89	8,9	2,8
		19	0,87	12,0	3,8
11	231,0	19	0,89	6,8	2,1
		25	0,87	8,7	2,8

Чтобы избежать повышенного износа футеровки ковша при малых расходах аргона (5-10 м<sup>3</sup>/ч) не работают на повышенных ступенях мощности. В течение 5-8 минут происходит первая стадия нагрева металла в ковше до полного расплавления шлакообразующих материалов и усреднения шлака.

Суммарный расход шлакообразующих материалов на обработку металла – 10-15 кг/т (для марок стали с содержанием серы не более 0,02%), допускается увеличение расхода до 18 кг/т (для марок стали с содержанием сер менее 0,015%). Ввод шлакообразующих материалов необходимо выполнять порциями, масса которой не должна превышать 300 кг. Состав шлакообразующей смеси и ее расход представлен в таблице 13.

Таблица 13 – Состав шлакообразующей смеси

Наименование компонентов	Марка	Дополн. требования	Состав, %	Масса компонентов, кг при расходе смеси, кг/т стали			
				5	10	15	18
Известь	ИС-1	Срок хранения в расходных бункерах не более 16 часов	80	400	960	1200	1440
Плавленый шпат	ФК75-ФК-92	-	12	60	144	180	216
Алюмотермический флюс	АТФ-65 АТФ-75	TiO <sub>2</sub> не более 3%					
Бой малых сводов	БМС	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> не более 3% Влага не более 1%					
Алюмошлаковые брикеты	АШБ-20 АШБ-50	TiO <sub>2</sub> не более 3%	8	40	96	120	144
Раскислитель стали и шлака алюмосодержащий	РСША	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> не более 3% Влага не более 1%					
Общий расход			100	500	1200	1500	1800

Перед рафинированием металла, необходимо замерить температуру и отбирают вторую пробу металла. После проведенного химического анализа определяется дальнейший режим обработки металла. Проводят корректировку химического состава с помощью ввода ферросплавов и шлакообразующих материалов для наведения рафинирующего шлака.

Корректировка химического состава сплава производится по расчету на целевое содержание ведущих элементов для данной марки стали.

Присадки ферросплавов производят в следующем порядке:

- вносят присадки порций ферросплавов, визуально контролируя их прохождение и усвоение;
- устанавливают повышенный расход аргона (до 25 м<sup>3</sup>/ч);
- через 2 минуты после прохождения последней порции, расход аргона уменьшают;
- добиваются получения однородного высокоосновного хорошо раскисленного жидкоподвижного шлака.

При этом разовая порция ферросплавов не должна превышать 100 кг.

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		30

Корректировка содержания массовой доли углерода в металле производится путем присадки углеродсодержащих материалов фракции 0,5- 10 мм, через систему сыпучих материалов, на продувочное пятно (порциями, массой не более 50 кг), или вводом углеродсодержащих материалов через устройство для вдувания порошкообразных материалов. Окончательную корректировку химического состава стали, вне зависимости от количества присаживаемых материалов, производят не позднее, чем за 10 минут до окончания обработки металла на АКП

После окончания обработки металла на АКП-100 отключить подачу аргона, выкатить сталеvoz в промежуточное положение и отсоединить аргонопровод. После в сталеvoz добавить 1 м<sup>3</sup> теплоизоляционной смеси марки ТИС 20. После этого ковш краном снять сталеvoz и передать на разливку или стенд ожидания.

Температура окончания обработки на АКП для разливки стали в МНЛЗ должна удовлетворять требованиям, представленным в таблице 14.

Таблица 14 - Температура металла перед отдачей на разливку

Марка стали	Тл, ср.°С	Температура металла перед отдачей на разливку, °С	
		МНЛЗ	
		Мин.	Макс.
12ГС	1512	1557	1577

Температуру стали в стальковше перед началом разливки на МНЛЗ задает оператор главного пульта МНЛЗ.

Непрерывная разливка стали состоит в том, что жидкий металл непосредственно из ковша непрерывно заливается в верхнюю часть водоохлаждаемого кристаллизатора, в который предварительно вводят затравку того же поперечного сечения, что и слиток. Верхний торец затравки служит дном для первых порций металла. По мере затвердевания отливаемая заготовка с помощью тянущих механизмов вытягивается вниз [19].

Начинать разливки стали нужно по команде мастера или старшего разливщика, для чего необходимо открыть шиберный затвор и приступить к заполнению металлом промежуточного ковша с максимальной скоростью. Наполнение промежуточного ковша до массы металла 12-14 тонн производится в течение 2 минут. После наполнения промежуточного ковша до 5 т проводится проверка работоспособности шиберного затвора сталеразливочного ковша на открытие и закрытие. После этого на зеркало металла необходимо присадить шлакообразующую смесь (ШОС) марок GLUTIN МН-В в количестве 100 кг и GLUTIN RS-10 или PR-IM-02 в количестве 100 кг. Далее по мере разливки производить подсыпку ШОС GLUTIN МН-В и GLUTIN RS-10 ( PR-IM-02) в соотношении 1:1 для обеспечения равномерного покрытия поверхности металла в

промежуточном ковше. В процессе наполнения промковша металлом производится открытие подачи аргона на стопор, дозатор и экранирование.

Расход аргона должен составлять:

- на стопор - 3 л/мин;
- на стакан-дозатор - 3 л/мин;
- на экранирование — поддерживаться в автоматическом режиме.

Доводится и поддерживается в течение всей разливки уровень металла до рабочего не менее 22 т. Минимально-допустимый уровень металла в промковше при смене сталеразливочного ковша составляет 10 т. При снижении уровня металла в промковше менее 10 т разливку необходимо прекратить во избежание попадания шлака промковша в кристаллизатор.

После наполнения промковша до рабочего уровня нужно закрыть шиберный затвор, установить на стальковш защитную трубу и опять открыть шиберный затвор. В стык соединения огнеупорной трубы с коллектором шиберного затвора подать аргон через специальное устройство, которым оборудована защитная труба. Расход аргона при этом должен находиться в пределах 30-50 л/мин при давлении 2 бар.

Наполнение кристаллизатора металлом начинается при достижении уровня металла в промковше 10 т. После проверки работоспособности шиберного затвора открывается стопор и начинается наполнение кристаллизатора. Продолжительность наполнения кристаллизатора металлом составляет при сечении 240 мм – 1,5 - 2 мин.

При достижении уровня металла в кристаллизаторе выше выходных отверстий погружного стакана, в кристаллизатор подать ШОС равномерно по всему зеркалу металла. Марка ШОС должна соответствовать марке разливаемой стали. Для стали марки 12 ГС пределы температур в промежуточном ковше и температурно-скоростные режимы разливки стали на МНЛЗ, удельный расход воды и соответствие применяемой шлакообразующей смеси для кристаллизатора представлены в таблице 15.

Таблица 15 - Температурно-скоростные режимы разливки стали на МНЛЗ

Марка стали	Тл,с р. °С	Температура металла в промковше, °С		Удельный расход воды на 1 м ширины сляба	Марка применяемой ШОС для кристаллизатора	Максимальная скорость разливки, м/мин	Рабочая скорость разливки, м/мин
		Мин	Макс.				
12ГС	1512	1524	1544	700	Accutherm ST-SP/616A	0,9	0,7-0,85

После наполнения кристаллизатора металлом до уровня 100 мм от верхней кромки медных плит старший разлищик на рабочей площадке МНЛЗ включает:





отверстия погружного стакана открылись на треть. Удалить полностью шлак из кристаллизатора. При достижении мерной длины с учетом хвостовой обрезки стопор немедленно закрыть и поднять промежуточный ковш, нажать кнопку «окончание разливки». Далее происходит автоматическое включение программы «ОПТИМИЗАЦИЯ РЕЗКИ», с помощью которой автоматически рассчитывается оптимальная порезка, различные варианты которой выдаются на экране.

Выбирается наиболее оптимальный вариант порезки и начинается процесс «ОПТИМИЗАЦИИ».

После выхода сляба из кристаллизатора, при вытягивании в автоматическом режиме должна быть установлена скорость вытягивания 0,8 м/мин. По мере прохождения конца сляба по роликовым секциям автоматически или вручную

Производится отключение воды по зонам вторичного охлаждения.

Порезка сляба на мерные и кратные заготовки производится на машинах газокислородной резки № 1 и № 2. Порезку слябов на МГР №1 и № 2 производить необходимо согласно графика скорости резки в зависимости от температуры и толщины сляба, представленного на рисунке 4.

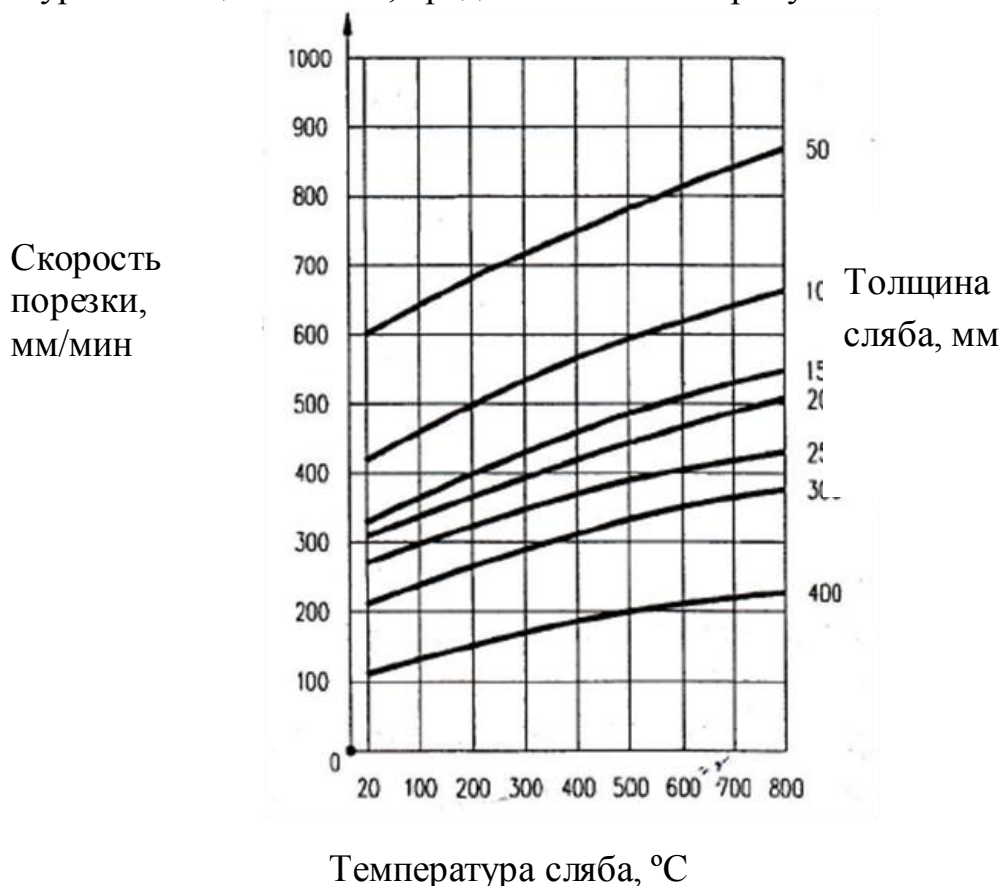


Рисунок 4. График скорости резки в зависимости от температуры и толщины сляба

Технологическая карта (схема) разливки стали 12 ГС представлена в таблице 16.

Таблица 16 - Технологическая карта (схема) разливки стали 12 ГС

Марка стали		09Г2С,09Г2СД, С345, С355, 12ГС, 09Г2, 09Г2Д, 10Г2С1, 10Г2С1Д, S355J2, S355JR, S355JO					
Марка ШОС используемая при разливке		Accutherm ST-SP/616A					
Параметры ЗВО							
Удельный расход воды на 1 м ширины сляба, л/мин	Распределение по зонам, %	Сечение сляба					
		240x1600			240x1300		
		Расход воды л/мин при скорости			Расход воды л/мин при скорости		
Зоны	700	0,6 м/мин	0,8 м/мин	1,1 м/мин	0,6 м/мин	0,8 м/мин	1,1 м/мин
Узкие грани (подбой)	3,4	22,85	30,46	41,89	18,56	24,75	34,03
Широкие грани (подбой)	9,40	63,17	84,22	115,81	51,32	68,43	94,09
Бендер, верх	17,70	118,94	158,59	218,06	96,64	128,86	177,18
Бендер, низ	13,00	87,36	116,48	160,16	70,98	94,64	130,13
Сегмент № 1 малый радиус	4,10	27,55	36,74	50,51	22,39	29,85	41,04
Сегмент № 1 большой радиус	4,50	30,24	40,32	55,44	24,57	32,76	45,05
Сегмент № 2, 3 малый радиус	5,50	36,96	49,28	67,76	30,03	40,04	55,06
Сегмент № 2, 3 большой радиус	6,40	43,01	57,34	78,85	34,94	46,59	64,06
Сегмент № 4, 5 малый радиус	4,00	26,88	35,84	49,28	21,84	29,12	40,04
Сегмент № 4, 5 большой радиус	4,60	30,91	41,22	56,67	25,12	33,49	46,05
Сегмент №6, 7 малый радиус	2,80	18,82	25,09	34,5	15,29	20,38	28,03
Сегмент №6, 7 большой радиус	3,20	21,5	28,67	39,42	17,47	23,3	32,03
Сегмент № 8,9,10 малый радиус	8,50	57,12	76,16	104,72	46,41	61,88	85,09
Сегмент № 8,9,10 большой радиус	12, 90	86,69	115,58	158,93	70,43	93,91	129,13
Итого	100,00	672,00	896, 00	1232,00	546,00	728,00	1001,00
Примечания	При скорости разливки не более 0,95 м/мин подачу воды на 8 зону (сегменты 8,9,10) отключить						

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

22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР

Лист

35

Продолжение таблицы 16

Параметры качания кристаллизатора		
Частота качания кристаллизатора	120,00	
Ход кристаллизатора при "0" скорости, мм	6,00	
Ход кристаллизатора при "min" скорости, мм	6,00	
Ход кристаллизатора при скорости 1 м/мин, мм	8,00	
Температура ликвидус, °С	1508...1514	
Рабочий интервал температур в п/к, °С	1521-1531	
Температура металла в с/к, °С	1550-1575	
Температурно- скоростной режим	Температура металла в п/к, °С	Скорость разливки, м/мин
	Менее 1521	0,95-0,90
	1521-1526	0,85-0,80
	1527-1531	0,80-0,70
	1532-1536*	0,70-0,60
	Выше 1536**	не более 0,60
Примечания	* - nereкомендуемый интервал разливки ** - недопустимый интервал разливки Для сохранения стабильных условий допускается оставлять скорость разливки без изменения в случае выхода из температурного интервала на одном замере не более, чем на 2 °С. В случае выхода из температурного интервала на 2 °С и более на 2-х и более замерах подряд скорость разливки плавно изменять на соответствующую данному интервалу. Отклонение от указанных режимов допускается только для предотвращения аварийных ситуаций и замены погружного стакана.	

Оптимальная скорость порезки для сляба толщиной 240 мм должна находиться в интервале 300 - 400 мм/мин. После порезки мерных заготовок на МГР №1 производится их маркировка на автоматическом маркировщике.

### 1.3.5 Контроль качества продукции

Контроль качества на АКП. В процессе обработки стали на АКП в плавильный журнал и паспорт плавки заносятся следующие параметры:

- дата, номер плавки, заданная марка стали;
- номер сталеразливочного ковша и стойкость его футеровки (количество

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		36

плавков);

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

На всех плавках, которые обработаны на АКП и разлиты на МНЛЗ, дополнительно ставится индекс «УТ». Отсутствие маркировки «УТ» обозначает, что данную плавку нельзя прикатывать на толщину более 30мм.

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		37

## 2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

### 2.1 Материальный баланс плавки

Для расчета материального баланса плавки необходимо знать химический состав выплавляемой стали. Химический состав стали 12 ГС представлен в таблице 17.

Таблица 17 – Химический состав сплава 12ГС

Химический элемент	C	Mn	Si	P	S	Cr	Ni	Cu	Al	As	N
Содержание	0,09-0,15	0,8-1,2	0,5-0,8	Не более 0,03	Не более 0,035	Не более 0,3	Не более 0,3	Не более 0,3	0,02-0,04	Не более 0,08	Не более 0,012

Диаграмма химического состава стали 12 ГС представлена на рисунке 5.

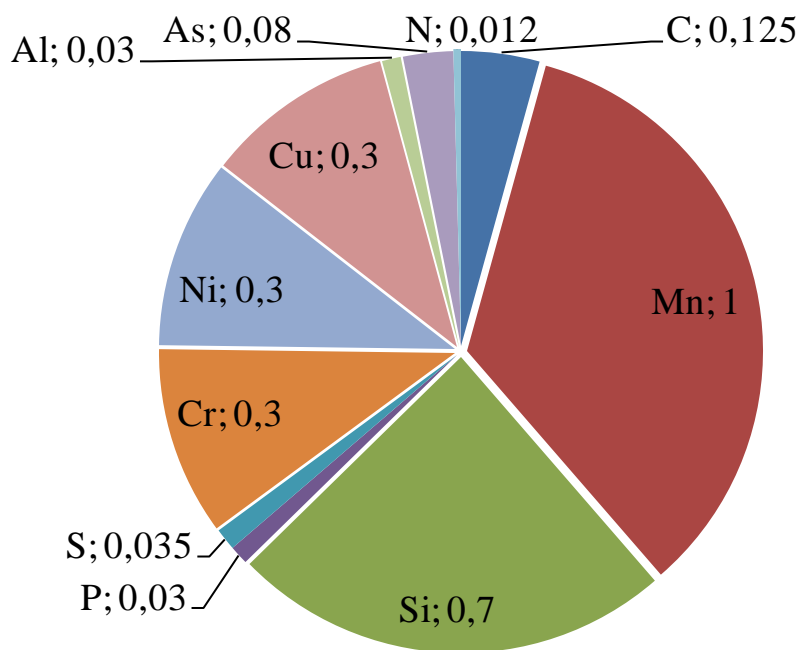


Рисунок 5 - Диаграмма химического состава стали 12 ГС

Расчет шихты. Перед завалкой производится полный расчет шихты. Расчет ведем по реальной массе завалки, которую принимаем на 3...5% больше садки печи.

Задачу выбора рационального состава шихты для выплавки стали в «идеальных» условиях, когда есть в наличии все группы отходов и все легирующие можно, решать с помощью метода линейного программирования.

В реальных производственных условиях очень часто приходится выплавлять сталь из шихты, которая есть в наличии. Это связано с отсутствием легированных отходов. Углеродистых отходов больше. Особенно это стало актуальным в настоящее время, когда в ДСП выплавляют низколегированные стали и мало заказов на сложнолегированный сортамент. В условиях современного производства предпочтительнее выплавлять в ДСП углеродистый полупродукт с последующим легированием (рафинированием) в вор внепечных агрегатах. Поэтому 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 отходов и соответствующие ферросплавы и лигатуры. В завалку даются ферросплавы, которые имеют малый угар и не окисляются, на нижний предел. В качестве науглероживателей в завалку можно давать: чугуны, кокс, электродный бой или высокоуглеродистые ферросплавы. Шихтовку составляют с учетом особенностей технологии выплавки стали.

На основании вышеизложенного даем в завалку отходы групп А -2, чугуны.

Следовательно, шихта для выплавки заданной марки стали может быть составлена из материалов, химический состав которых предоставлен в таблице 18. Состав шихты предоставлен в таблице 18.

Таблица 18 - Химический состав, отходов которые предполагается использовать в завалку, %

Материал	Содержание элементов													
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	Al	W	V	Cu	Mo	Fe
А - 2	0,20	0,20	0,30	0,03	0,03	0,2	0,15	0,03	0,04	0,08	0,02	0,20	0,05	98,47
Чугун	3,00	1,00	1,00	0,04	0,04	-	-	-	-	-	0,02	0,20	-	94,70

Кроме основной металлической шихты в ДСП загружают известь в количестве 24 кг/т и агломерат. В современной ДСП со сверхмощными трансформаторами твердые окислители не используют. В данном расчете делается допущение и используется агломерат для проведения окислительного периода, так как в настоящее время существуют ДСП небольшой вместимости старой конструкции. В таблице 19 показано содержание компонентов в шихте.

Таблица 19 - Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов						
		C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni
А - 2	94000	188,0	188,00	282,0	28,20	28,200	188,00	141,00
Чугун	16000	592,0	160,00	160,0	26,40	6,400	-	-
Всего	110000	780,0	348,00	442,0	34,60	34,60	188,00	141,00
Всего %	100	0,7	0,32	0,4	0,030	0,030	0,17	0,13

Продолжение таблицы 19

Материал	Масса	Содержание элементов						
		Ti	Al	W	V	Cu	Mo	Fe
А - 2	94000	28,2	37,60	75,20	18,8	188,0	-	92561,8
Чугун	16000	-	-	-	3,20	32,0	47,0	15040
Всего	110000	28,2	37,60	75,20	22,0	220,0	47,0	107601,8
Всего %	100	0,026	0,03	0,07	0,02	0,2	0,04	97,8

Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, представлен в таблице 20 и таблице 21.

Таблица 20 - 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	88,0	1,30	2,00	-	0,80	0,20	-	-	-	-	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	0,12	0,565	-	-	0,317	-	-	-	-	-	[C]- 99,90

Таблица 21 - Химический состав легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

Материал	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo	V	Cu	Al	Fe
ФС 65	-	65,00	0,40	0,05	0,02	0,40	-	-	-	-	2,00	32,13
ФМн 90	0,5	1,8	90,00	0,05	0,02	-	-	-	-	-	-	7,63
А 97	-	0,01	-	-	-	-	-	-	-	-	99,98	0,01

## 2.2 Выплавка стали в дуговой сталеплавильной печи. Период плавления

Окисление элементов. Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки стали в период плавления для всех элементов, входящих в таблицу 22.

Таблица 22 - Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавления, %

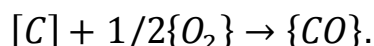
Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Al	Mo	Cu	V	Fe
Общий	20,0	100,0	70,0	ΔP	0	20,0	1,5	100,0	0	100,0	0	0	0	2
В шлак	0	100,0	80,0	100	0	80,0	0	100,0	0	100,0	0	0	0	20,0
В улет	100,0	0	20,0	0	0	20,0	100,0	0	0	0	0	0	0	80,0

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 23.

Таблица 23 - Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C	780,0	156,0	624,0	0,58
Si	348,0	348,0	0	0
Mn	442,0	309,4	132,6	0,124
P	34,6	0	34,6	0,032
S	34,6	0	34,6	0,032
Cr	188,0	37,6	150,4	0,141
Ni	141,0	2,115	138,885	0,130
Ti	28,2	28,2	0	0
W	75,2	0	75,2	0,07
Al	37,6	37,6	0	0
Mo	47,0	0	47,0	0,04
V	22,0	0	22,0	0,02
Cu	220,0	0	220,0	0,21
Fe	107601,8	2152,036	105449,764	98,62
Всего	110000	3070,951	106929,049	100

Окисление кислорода, необходимого для окисления элементов шихты.  
Окисление углерода происходит по реакции:



Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле (1):

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

где  $m_i$  - масса окисляющего элемента  $i$ , кг

$v_i, v_{i_xO_y}$  - стехеометрические коэффициенты элемента  $i$  и оксида  $i_xO_y$ ;

$\mu, \mu_{i_xO_y}$  - молекулярные массы элемента  $i$  и оксида  $i_xO_y$ .

Расчет количества кислорода, кг, необходимого для окисления элементов, определяем по формуле

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

Углерод. Образуется CO(3):

$$m_{CO} = \frac{m_C}{v_C \cdot \mu_C} \cdot v_{CO} \cdot \mu_{CO} = \frac{156 \cdot 28}{12} = 364 \text{ кг}$$





$$m_{Cr_2O_3} = \frac{m_{Cr}}{v_{Cr} \cdot \mu_{Cr}} \cdot v_{Cr_2O_3} \cdot \mu_{Cr_2O_3} = \frac{37,6 \cdot 152}{104} = 54,953 \text{ кг}$$

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

С газами теряется  $\frac{54,953 \cdot 20}{100} = 10,99 \text{ кг } Cr_2O_3$ , из них  $\frac{37,6 \cdot 20}{100} = 7,52 \text{ кг } Cr$ .

В шлак переходит  $\frac{54,953 \cdot 80}{100} = 43,96 \text{ кг } Cr_2O_3$ , из них  $\frac{37,6 \cdot 80}{100} = 30,08 \text{ кг } Cr$ .

Потребуется кислорода на окисление хрома

$$m_{O_2}(Cr) = m_{Cr_2O_3} - m_{Cr} = 54,953 - 37,6 = 17,353 \text{ кг}$$

Никель. Считаем что во время плавления в зоне электрических дуг испаряется 1,5% никеля, имеющегося в шихте. Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 2,115 кг.

Титан. Оксид титана полностью переходит в шлак.

Образуется  $TiO_2$

$$m_{TiO_2} = \frac{m_{Ti}}{v_{Ti} \cdot \mu_{Ti}} \cdot v_{TiO_2} \cdot \mu_{TiO_2} = \frac{28,2 \cdot 80}{48} = 47 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление титана

$$m_{O_2}(Ti) = m_{TiO_2} - m_{Ti} = 47 - 28,2 = 18,8 \text{ кг}$$

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

Алюминий. Образуется глинозема:

$$m_{Al_2O_3} = \frac{m_{Al}}{v_{Al} \cdot \mu_{Al}} \cdot v_{Al_2O_3} \cdot \mu_{Al_2O_3} = \frac{37,6 \cdot 102}{54} = 71,02 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление алюминия:

$$m_{O_2}(Al) = m_{Al_2O_3} - m_{Al} = 71,02 - 37,6 = 33,42 \text{ кг}$$

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

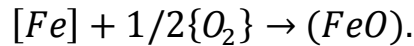
Железо. Принимаем, что в период плавления 80% окислившегося железа теряется газами, а 20% переходит в шлак.

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		43

Образуется, оксидов железа в пересчете на FeO

$$m_{FeO} = \frac{m_{Fe}}{v_{Fe} \cdot \mu_{Fe}} \cdot v_{FeO} \cdot \mu_{FeO} = \frac{2152,036 \cdot 72}{56} = 2766,90 \text{ кг}$$

по реакции



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

С газами теряется  $\frac{2766,90 \cdot 80}{100} = 2213,52 \text{ кг FeO}$ , из них  $\frac{2152,036 \cdot 80}{100} = 1721,63 \text{ кг Fe}$ .

В шлак переходит  $\frac{2766,90 \cdot 20}{100} = 553,38 \text{ кг FeO}$ , из них  $\frac{2152,036 \cdot 20}{100} = 430,41 \text{ кг Fe}$ .

Потребуется кислорода на окисление железа

$$m_{O_2}(Fe) = m_{FeO} - m_{Fe} = 2766,90 - 2152,036 = 614,864 \text{ кг}$$

Металл. В конце периода плавления в печи остается следующее количество металла(с учетом угаров элементов): 106929,049 кг, содержание углерода в металле составит 0,58 %.

Содержание кислорода в металле определяем по формуле

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

Содержание кислорода в металле  $[O] = -\left(\frac{0,00216}{[C]}\right) + 0,00884 = 0,0060\%$

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

$$\frac{106929,049 + x}{x} = \frac{100}{0,0060}$$

Где x - искомая величина, кг:

106929,049+x - масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

0,0060 - содержание кислорода в металле, %.

$$x = 6,416 \text{ кг}$$

Шлакообразование.

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

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		44

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

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):

$$CaO = \frac{2520 \cdot 80}{100} = 2217,6$$

$$SiO_2 = \frac{2520 \cdot 1,3}{100} = 32,76;$$

$$MgO = \frac{2520 \cdot 2}{100} = 50,4;$$

$$Al_2O_3 = \frac{2520 \cdot 0,8}{100} = 20,16;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{2520 \cdot 0,2}{100} = 5,04;$$

В данном расчете введем 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<sub>2</sub>O<sub>3</sub> соответственно, кг;

$\mu_{Fe(Fe_2O_3)}$  и  $\mu_{Fe(FeO)}$  - молекулярные массы железа в Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и в FeO соответственно;

$\mu_{FeO}$  и  $\mu_{Fe_2O_3}$  - молекулярные массы FeO и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> соответственно.

В пересчете на FeO (5):

$$\frac{5,04 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 4,536 \text{ кг.}$$

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

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

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

										Лист
										45
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР					

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

где  $m_0$  - масса печи, кг.

Расход магнезитового порошка равен (6):

$$40 \cdot 105000^{-0,17} \cdot 105 = 588,365 \text{ кг}$$

Тогда магнезит внесет в шлак, кг (4):

$$CaO = \frac{588,365 \cdot 1}{100} = 5,884;$$

$$SiO_2 = \frac{588,365 \cdot 3}{100} = 17,651;$$

$$MgO = \frac{588,365 \cdot 93}{100} = 547,180;$$

$$Al_2O_3 = \frac{588,365 \cdot 1}{100} = 5,884;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{588,365 \cdot 2}{100} = 11,767;$$

В пересчете на FeO(5):

$$\frac{11,767 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 10,591 \text{ кг.}$$

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:

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

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

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot m_c}{\mu_c} \cdot \mu_{CO} = \frac{0,7 * 415,8}{12} \cdot 28 = 679,14 \text{ кг;}$$

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		46

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0,3 \cdot m_c}{\mu_c} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{0,3 \cdot 415,8}{12} \cdot 44 = 457,38 \text{ кг.}$$

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:

$$\begin{aligned} SiO_2 &- 492,75; \\ MnO &- 213,293; \\ Cr_2O_3 &- 49,108; \\ TiO_2 &- 32,55; \\ Al_2O_3 &- 42,515; \\ FeO &- 530,039; \end{aligned}$$

д) Расчет составляющих, поступивших в шлак из агломерата.

Содержание FeO в шлаке в конце периода плавления должно быть 15,1%.

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

$$\frac{(106929,049 + 6,416) \cdot 6}{100} = 6416,13 \text{ кг,}$$

где (102271,8614+4,091) - масса с учетом содержания кислорода, кг; шлак составляет 6% от массы металла.

Определяем количество FeO а шлаке:

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		47



27,7 - содержание кислорода в руде, % (см. таблицу 4).

Руда, кроме кислорода, вносит железа:

$$\frac{6756,04 \cdot 62,3}{100} = 4209,01 \text{ кг}, \quad (9)$$

из них 323,897 кг остается в шлаке в виде FeO, следовательно, переходит в металл железа:  $4209,01 - 323,897 = 3885,113$  кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{6756,04 \cdot 0,1}{100} = 6,76;$$

$$MgO = \frac{6756,04 \cdot 0,3}{100} = 20,27;$$

$$SiO_2 = \frac{6756,04 \cdot 5,25}{100} = 354,69;$$

$$P_2O_5 = \frac{6756,04 \cdot 0,15}{100} = 10,13;$$

$$Al_2O_3 = \frac{6756,04 \cdot 4,1}{100} = 277,0;$$

$$S = \frac{6756,04 \cdot 0,1}{100} = 6,76.$$

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака и металла (таблица 23 и таблица 24) в конце плавления без учета дефосфорации, с учетом кислорода, растворенного в металле, и применения железной руды (агломерата). [23]

В таблице 24 представлено количество и состав печного шлака в конце периода плавления, а в таблице 25 показан состав металла по расплавлению шихты.

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		49



Таблица 24 - Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, 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	∑
Известь	32,76	2217,6	-	4,536	-	20,16	50,4	-	-	-	2325,5
Футеровка ванны	17,651	5,884	-	10,591	-	5,884	547,18	-	-	-	587,19
Футеровка стен и свода	10,238	3,150	-	16,301	15,75	6,300	103,95	-	-	-	155,69
Электрод	2,373	0,496	-	-	-	1,331	-	-	-	-	4,2
Окислы из металлической ванны	745,71	-	319,52	553,38	43,96	71,02	-	47,0	-	-	1780,6
Руда	354,69	6,76	-	418,239	-	277,0	20,27	-	10,13	6,76	1154,689
Всего	1163,402	2233,89	319,52	1003,047	59,71	381,695	721,8	47,0	10,13	6,76	6007,813
Всего%	19,365	37,18	5,318	16,696	0,99	6,35	12,014	0,78	0,167	0,113	100

Таблица 25 - 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	780,0	-	-	156,0	624,0	0,56
O	-	6,416	-	-	6,404	0,0057
Si	348,0	-	348,0	-	0	0
Mn	442,0	-	247,52	61,88	132,6	0,12
P	34,6	-	-	-	34,6	0,031
S	34,6	-	-	-	34,6	0,031
Cr	188,0	-	30,08	7,52	150,4	0,136
Ni	141,0	-	-	2,115	138,885	0,125
Ti	28,2	-	28,2	-	0	0
Al	37,6	-	37,6	-	0	0
W	75,2	-	-	-	75,2	0,068
Cu	220,0	-	-	-	220,0	0,199
V	22,0	-	-	-	22,0	0,0199
Mo	47,0	-	-	-	47,0	0,042
Fe	107601,8	3885,113	430,41	1721,63	109334,873	98,659
Всего	110000	3891,529	1121,81	1949,145	110820,574	100

22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР

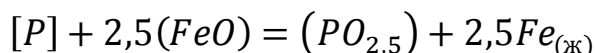
Лист

50

Изм. Лист № докум. Подпись Дата

Окислительная дефосфорация при выплавке стали.

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



По экспериментальным данным получим уравнение:

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

При 1873 К:  $\lg K_p = \frac{1120}{1873} - 1,385 = -0,787$ ;  $K_p = 0,163$ .

Выразим состав шлака в мольных ( $X_{RO}$ ) или ионных ( $X_R$ ) долях. Для этого предварительно вычислим число молей оксидов  $n_{RO}$  и число катионов  $n_R$ , в 100г шлака (таблица 10):

$$n_{RO} = \frac{(RO)}{\mu_{RO}}; x_{RO} = \frac{n_{RO}}{\sum n_{RO}}; n_R = \nu_R \cdot n_{RO}; x_{R^+} = \frac{n_R}{\sum n_R}$$

где (RO) – содержание оксида RO в шлаке (см. таблицу 17), %

$\mu_{RO}$  – молекулярная масса оксида RO;

$\nu_R$  – количество катионов  $R^+$  в молекуле RO.

Таблица 26 – Состав шлака дефосфорации

Состав шлака	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
$M_{RO}$	56	60	71	72	40	102	152	80	71	-
$n_{RO}$	0,627	0,382	0,106	0,201	0,284	0,061	0,010	0,007	0,002	1,680
$X_{RO}$	0,373	0,228	0,063	0,120	0,169	0,036	0,006	0,004	0,001	1,000
$n_{R^+}$	0,627	0,382	0,106	0,201	0,284	0,122	0,021	0,007	0,002	1,752
$X_{R^+}$	0,358	0,218	0,060	0,115	0,162	0,070	0,012	0,004	0,001	1,000

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

$$\begin{aligned} \lg \gamma_{FeO} &= \frac{1000}{T} \cdot [2,18 \cdot X_{Mn} \cdot X_{Si} + 5,9 \cdot (X_{Ca} + X_{Mg}) \cdot X_{Si} + 10,5 \cdot X_{Ca} \cdot X_P] = \\ &= \frac{1000}{1873} \cdot [2,18 \cdot 0,060 \cdot 0,218 + 5,9 \cdot (0,358 + 0,162) \cdot 0,218 + 10,5 \cdot 0,358 \cdot 0,001] = \\ &= 0,376 \end{aligned}$$

$$\gamma_{FeO} = 2,375$$

										Лист
										51
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР					

$$\lg \gamma_{PO_{2,5}} \approx \lg \gamma_{FeO} - \frac{10500}{1873} \cdot X_{Ca} = 0,376 - \frac{10500}{1873} \cdot 0,358 = -1,629$$

$$\gamma_{PO_{2,5}} = 0,023$$

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

$$\begin{aligned} \lg f_p = & e_p^C \cdot [C] \cdot e_p^O \cdot [O] + e_p^{Si} \cdot [Si] - e_p^{Mn} \cdot [Mn] + e_p^P \cdot [P] + e_p^S \cdot [S] - \\ & - e_p^{Cr} \cdot [Cr] - e_p^{Ni} \cdot [Ni] + e_p^{Ti} \cdot [Ti] - e_p^W \cdot [W] + e_p^{Al} \cdot [Al] - e_p^{Mo} \cdot [Mo] - \\ & - e_p^{Cu} \cdot [Cu] + e_p^V \cdot [V] = 0,13 \cdot 0,431 + 0,13 \cdot 0,004 - 0,032 \cdot 0,084 + \\ & + 0,062 \cdot 0,030 + 0,028 \cdot 0,029 - 0,044 \cdot 0,159 - 0,0059 \cdot 0,184 + \\ & + 0,023 \cdot 0,025 - 0,017 \cdot 0,031 - 0,042 \cdot 0,218 - 0,035 \cdot 0,012 = 0,067; \end{aligned}$$

$$f_p = 1,1651$$

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,

$$L_p = \frac{31 \cdot 0,163 \cdot 1,165 \cdot (0,120 \cdot 2,375)^{2,5} \cdot 1,7}{0,023} = 18,125.$$

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;

										Лист
										52
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР					



$$S = \frac{73,60 \cdot 0,10}{100} = 0,074.$$

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака в конце плавания, представленного в таблице 27.

Таблица 27 - Количество и состав печного шлака в конце периода плавания, 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
Известь	32,76	2217,6	-	5,04	-	20,16	50,4	-	-	-	2325,6
Футеровка ванны	17,651	5,88	-	10,59	-	5,88	547,18	-	-	-	587,19
Футеровка стен и свода	10,218	3,150	-	16,301	15,750	6,30	103,95	-	-	-	155,689
Электрод	2,373	0,496	-	-	-	1,331	-	-	-	-	4,2
Окислы из металлической ванны	1007,10	-	477,142	519,173	83,581	57,199	-	35,595	32,63	-	2212,421
Руда	358,554	7,5	-	510,781	-	280,018	20,49	-	10,24	6,834	1194,417
Всего	1465,19	2234,63	477,142	1061,38	99,331	370,892	722,02	35,595	42,87	6,834	6515,893
Всего %	22,49	34,295	7,32	16,289	1,52	5,69	11,08	0,546	0,66	0,105	100

С учетом кислорода, растворенного в металле, применения железной руды (агломерата) и процентный состав металла (по расплавлению шихты) представлен в таблице 28.

Таблица 28 - Баланс периода плавания, кг

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле %
C	780,0	-	-	156,0	624,0	0,56
O	-	6,416	-	-	6,416	0,0057
Si	348,0	-	348,0	-	0	0
Mn	442,0	-	247,52	61,88	132,60	0,120
P	34,60	-	15,80	-	19,10	0,017
S	34,60	-	-	-	34,60	0,031
Cr	188,0	-	30,08	7,52	150,40	0,136
Ni	141,0	-	-	2,115	138,88	0,125
Ti	28,20	-	28,20	-	0	0
Al	37,60	-	37,60	-	0	0
W	75,20	-	-	-	75,20	0,068
Cu	220,0	-	-	-	220,0	0,199
V	22,00	-	-	-	22,0	0,019
Mo	47,00	-	-	-	47,0	0,042
Fe	107601,8	3885,113	430,410	1721,630	109334,873	98,659
Всего	110000,0	3891,529	1121,81	1949,145	110820,574	100

Определение количества и состава газов в период плавания

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

Объем кислорода в воздухе:

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		54

$$V_{O_2} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \cdot 328,401 = 229,881 \text{ м}^3.$$

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

$$V_N = \frac{100 - 21}{21} \cdot V_{O_2} = 864,790 \text{ м}^3.$$

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

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

Объем и масса воздуха:

$$V_B = V_{O_2} + V_N = 229,881 + 864,790 = 1094,671 \text{ м}^3,$$

$$m_B = m_{O_2} + m_N = 328,401 + 1099,430 = 1427,831 \text{ м}^3.$$

Определим количество влаги, вносимой воздухом из следующих условий:

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

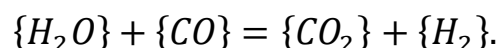
Влажность атмосферного воздуха:

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

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

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

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции:



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

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

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		55

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

Для этого необходима окись углерода в количестве:

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

Суммарный материальный баланс периода плавления стали представлен в таблице 29.

Таблица 29 - Суммарный материальный баланс периода плавления

Расход, кг	Получено, кг:
а) шихты - 110000, из нее: отходы А - 2- 94000; чугун - 16000; б) шлакообразующих - 2520, в том числе извести - 2520; в) футеровка ДСП – 745,865, в том числе: 1)магнезита - 588,365; 2)магнезитохромита – 157,500; г) электродов - 420; д) руды -7275,884, в том числе: 1) на окисление – 7202,284, 2) на дефосфорацию - 73,60; е) воздуха - 1443,322, в том числе: 1) кислорода - 328,401, 2) азота - 1099,430, 3)влаги - 15,491. Всего : 122387,071.	а) металла – 110820,574; б) шлака - 6478,872; в) пыли – 2305,505, в том числе: 1) MnO – 78,88, 2)Cr <sub>3</sub> O <sub>3</sub> – 10,99, 3) Ni - 2,115, 4) FeO – 2213,52; г) газов - 2905,101, в том числе: 1) CO – 1114,633 (от окисления металла и электродов с учетом догорания до CO <sub>2</sub> ), 2) CO <sub>2</sub> - 689,286 (от прокаливания извести и окисления электродов с учетом догорания CO), 3) N <sub>2</sub> - 1099,430, 4) H <sub>2</sub> - 1,721 Всего: 122510,052.

Невязка - 122510,052-122387,071=122,981 кг или  $\frac{122,981}{122510,052} \cdot 100 = 0,1004\%$ .

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

Окислительный период. Окисление элементов и шлакообразование.

Общий угар металла и отдельных легирующих элементов в период продувки кислородом определяем по данным балансовых плавов и на основе производственного опыта. Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки в окислительный период для всех элементов. Угар элементов при выплавке стали в ДСП в окислительный период показан в таблице 30.

Таблица 30 - 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	100,0	68	0	0	16	0	100	0	100	0	0	0	1,5
В шлак	0	100,0	80	0	0	95	0	100	0	100	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 31.

Таблица 31 - Химический состав металла в конце окислительного периода, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C**	624,0	447,438	176,562	0,16
Si	0	0	0	0
Mn	132,6	90,168	42,432	0,039
P	19,1	0	19,1	0,017
S	34,6	0	34,6	0,032
Cr	150,4	24,064	126,336	0,116
Ni	138,885	0	138,885	0,128
Ti	0	0	0	0
Al	0	0	0	0
W	75,2	0	75,2	0,069
Cu	220,0	0	220,0	0,203
V	22,0	0	22,0	0,020
Mo	47,0	0	32,6	0,043
Fe	109334,873	1640,023	107694,850	99,15
Всего	110798,658	2201,693	108596,965	100

\*\* Для гарантированного получения заданного состава стали необходимо получить в конце обезуглероживания содержание углерода в металле 0,22%.

Тогда массу окисляющегося углерода определяем по пропорции:

$$\frac{110798,658 - m_{\Delta C}}{624 - m_{\Delta C}} = \frac{100}{0,16'}$$

где  $m_{\Delta C}$  - искомая величина;

110798,658 –  $m_{\Delta C}$  - масса металла с учетом угара углерода;

624 –  $m_{\Delta C}$  - масса углерода с учетом его окисления.

$$m_{\Delta C} = 447,438 \text{ кг.}$$



Углерод при окислении образует оксид углерода CO (1)

$$\frac{447,438 \cdot 28}{12} = 1044,022 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода (2)  $1044,022 - 447,438 = 596,584$  кг.

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

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

Образуется MnO (1)

$$\frac{90,168 \cdot 71}{55} = 116,4 \text{ кг.}$$

Испарится MnO

$$116,4 \cdot \frac{20}{100} = 23,28 \text{ кг,}$$

из них Mn

$$90,168 \cdot \frac{20}{100} = 18,03 \text{ кг.}$$

Перейдет MnO в шлак

$$116,4 - 23,28 = 93,12 \text{ кг,}$$

из них Mn:

$$90,168 - 18,03 = 72,138 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода для окисления всего марганца (2)

$$1416,4 - 90,168 = 26,232 \text{ кг.}$$

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

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

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

$$\frac{24,064 \cdot 152}{104} = 35,17 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		58



$$1640,023 \cdot \frac{70}{100} = 1148,02 \text{ кг.}$$

Перейдет в шлак

$$2108,601 - 1476,021 = 632,58 \text{ кг FeO}$$

из них Fe

$$1640,023 - 1148,02 = 492,003 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода для окисления всего железа (2)

$$2108,601 - 1640,023 = 468,578 \text{ кг.}$$

Металл. В конце окислительного периода в печи остаются следующие количество металла (с учетом угара элементов) - 108596,965 кг (см. таблицу 20), содержание углерода в металле составит 0,16% (см. таблицу 20).

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)

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,16}{0,16} = 0,028\%$$

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

$$\frac{108596,965 + x}{x} = \frac{100}{0,028}$$

где x - искомая величина, кг;

108596,965 + x - масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

0,028 - содержание кислорода в металле, %,

$$x = 30,416 \text{ кг.}$$

В конце периода плавления в металле было 6,416 кг кислорода, следовательно, на насыщение металла пошло 30,416-6,416=25,869кг.

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

1) на окисление углерода – 596,584;

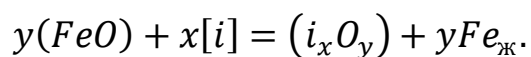
					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		60

- 2) на окисление марганца -26,232;
  - 3) на окисление хрома -11,076;
  - 4) на окисление железа – 486,578;
  - 5) на насыщение металла – 24,27;
- Всего – 1126,74.

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

$$(596,584 + 26,232 + 11,076 + 24,27) \cdot \frac{30}{100} = 197,449 \text{ кг кислорода,}$$

а газообразный кислород внесет  $1126,74 - 197,449 = 929,291$  кг кислорода. (FeO) окисляется по реакции:



На это расходуется FeO

$$\frac{197,449 \cdot 72}{16} = 885,5205 \text{ кг,}$$

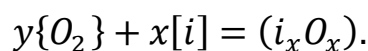
где 197,449 - масса кислорода, вносимого FeO;

72 и 16 - молекулярные массы FeO и O, соответственно.

При этом в металл переходит железо в количестве:

$$885,5205 - 197,449 = 691,0715 \text{ кг.}$$

Газообразный кислород окисляет по реакции:



В окислительный период часть газообразного кислорода усваивается жидким металлом из печной атмосферы, остальная часть попадает 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 100 - тонной печи составит 20 минут, то за это время усвоиться кислорода:

$$20 \cdot 24,630 \cdot 0,333 = 164,0358 \text{ кг.}$$

Следовательно, кислородным инжектором необходимо внести кислорода:

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
						61
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$929,291 - 164,201 = 765,09 \text{ кг.}$$

Определение количества и состава газов в окислительный период

Печная атмосфера. Общая масса кислорода, усвоенного из воздуха,

$$m_{O_2} = 164,201 \text{ кг.}$$

Объем кислорода в воздухе:

$$V_{O_2} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \cdot 164,201 = 114,940 \text{ м}^3.$$

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

$$V_N = \frac{100 - 21}{21} \cdot V_{O_2} = 432,395 \text{ м}^3.$$

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

$$m_N = \frac{100 - 23}{23} \cdot m_{O_2} = 549,715 \text{ м}^3.$$

Объем и масса воздуха составит:

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

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

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  $1 \text{ м}^3$  атмосферного воздуха  $\rho_{\text{в.пара}} = 0,013$ .

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:

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

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		62

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

Для этого необходимо окись углерода в количестве:

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

Технический кислород. Общая масса кислорода, вносимого кислородным инжектором, составит 765,09 кг. Для того, чтобы внести такое количество кислорода необходимо израсходовать в окислительный период технического кислорода, при 95% - ном усвоении:

$$\frac{765,09 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 809,405 \text{ кг,}$$

где 765,09 - необходимо внести кислорода с техническим кислородом, кг;  
99,5 и 95 - содержание кислорода в техническом кислороде и его усвоение, %.  
Количество неусвоенного кислорода

$$\frac{809,405 \cdot 5}{100} = 40,47 \text{ кг;}$$

техническим кислородом так же вносит азот

$$\frac{809,405 \cdot 0,5}{100} = 4,032 \text{ кг,}$$

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

Неусвоенный кислород вступит в реакцию с окисью углерода, в результате образуется углекислый газ в количестве:

$$m\{CO_2\} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} = \frac{40,47}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 111,293 \text{ кг.}$$

Для этого потребуется  $\{CO\}$  в количестве  $111,293 - 40,47 = 70,823$  кг.

На основании полученных данных составляем баланс металла окислительного периода (таблица 32 и таблица 33).

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		63

Таблица 32 - Масса и состав шлака в конце окислительного периода, 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
Плавленный шлак	1067,72	2234,63	477,142	1061,38	99,331	370,892	722,02	35,595	42,87	6,834	6118,426
Оксиды из металлической ванны	-	-	93,12	632,58	33,411	-	-	-	-	-	759,112
Перешло в металл	-	-	-	-691,071	-	-	-	-	-	-	-691,071
Всего	1067,72	2234,63	570,262	1002,8905	132,74	370,892	722,02	35,595	42,87	6,834	6186,464
Всего %	17,25	36,12	9,218	16,21	2,146	6,00	11,67	0,58	0,693	0,116	100

Таблица 33 - Баланс окислительного периода, кг

Элемент	Металл периода плавления	Перешло в металл	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле %
C	624	-	-	447,438	176,562	0,16
O	6,416	24,27	-	-	30,6860	0,028
Si	0	-	-	-	0	0
Mn	132,6	-	72,138	18,03	42,4320	0,0386
P	19,1	-	-	-	19,1	0,0175
S	34,6	-	-	-	34,6	0,032
Cr	150,4	-	22,864	1,20	126,336	0,115
Ni	138,885	-	-	-	138,885	0,127
Ti	0	-	-	-	0	0
Al	0	-	-	-	0	0
W	75,2	-	-	-	75,2	0,068
Cu	220,0	-	-	-	220,0	0,2
V	22,0	-	-	-	22,0	0,02
Mo	47,0	-	-	-	47,0	0,043
Fe	109334,873	691,0715	492,003	1148,020	108385,9215	99,159
Всего	110798,658	708,6495	587,005	1614,688	109305,6145	100

Суммарный материальный баланс окислительного периода показан в таблице 34.

Таблица 34 - Суммарный материальный баланс окислительного периода

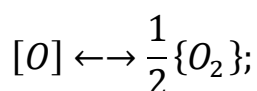
Расход, кг	Получено, кг;
а) металла – 110798,658; б) шлака – 6515,893; в) технического кислорода – 805,56, в том числе: 1) кислорода – 801,528 (включая неусвоенный), 2) азота – 4,032; г) воздуха - 721,664, в том числе: 1) кислорода - 164,201, 2) азота - 549,715, 3) влаги 7,745. Всего: 118124,143.	а) металла – 109305,6145; б) шлака – 6186,4645; в) пыли – 1167,809, в том числе: 1) MnO – 23,28, 2) Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> - 1,759, 3) FeO – 1148,02; г) газов - 1266,51, в том числе: 1) CO – 965,151 (от окисления металла с учетом догорания до CO <sub>2</sub> ) 2) CO <sub>2</sub> – 130,226 (с учетом догорания до CO), 3) N <sub>2</sub> – 552,666, 4) H <sub>2</sub> - 0,861. Всего: 118314,042.

Невязка -  $118314,042 - 118124,143 = 216,899$  кг или  $\frac{216,899}{118314,042} \cdot 100 = 0,18\%$ .

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

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 давление в атмосферах.

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



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

При 1873 К  $\lg K_o = -\frac{6119}{T} - 0,151 = -3,418$ ;

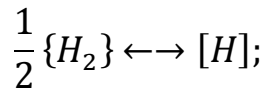
$$\lg p_{O_2}^{III-M} = 2 \cdot (\lg K_o + \lg [O]) = 2 \cdot (-3,418 + \lg 0,016) = -10,427;$$

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

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

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		65

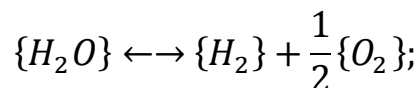




$$K_H = \frac{[H]}{p_{H_2}^{1/2}}; \lg K_H = -\frac{1900}{T} - 1,58.$$

При 1873 К  $\lg K_H = -\frac{1900}{T} - 1,58 = -2,594$ ;  $K_H = 2,544 \cdot 10^{-3}$ .

На границе - газ существует равновесие:



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

При 1873 К  $\lg K_{H_2O} = -\frac{13160}{T} - 3,05 = 3,976$ ;  $K_{H_2O} = 9,466 \cdot 10^3$ .

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

Равновесная концентрация водорода:

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

Предельное (стационарное) содержание водорода:

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

Определяем содержание водорода в металле, используя пропорцию:

$$\frac{109305,6145 + x}{x} = \frac{100}{1,497 \cdot 10^{-3}}$$

где  $x$  – искомая величина, кг;

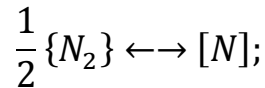
$109305,6145+x$  – масса металла с учетом содержания водорода, кг;

$1,497 \cdot 10^{-3}$  – содержание водорода в металле, %,

$$x = 1,64 \text{ кг.}$$

										Лист
										66
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР					

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



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

При 1873 К  $\lg K_N = -\frac{188}{T} - 1,25 = -1,350; K_N = 4,463 \cdot 10^{-2}$ .

Равновесная концентрация азота:

$$[N]_{\text{равн}} = K_N \cdot p_N^{1/2} = 4,463 \cdot 10^{-2} \cdot 0,880^{1/2} = 4,186 \cdot 10^{-2} \text{ \%}.$$

Предельное стационарное содержание азота:

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

Определяем содержание азота в металле, используя пропорцию:

$$\frac{109305,6145 + x}{x} = \frac{100}{3,566 \cdot 10^{-9}},$$

где  $x$  – искомая величина, кг;

$109305,6145 + x$  - масса метала с учетом содержания водорода и азота, кг;

$3,566 \cdot 10^{-9}$  - содержание азота в металле, %,

$$x = 3,91 \cdot 10^{-6} \text{ кг}.$$

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

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		67



Раскисление шлака. Предварительное легирование

а) Раскисление шлака

Для лучшего усвоения легирующих из окислов и создания восстановительной атмосферы шлак раскисляют присадками порошка кокса с массовым расходом до 0,5 кг/т.

Примем расход кокса 0,05 кг/т.

Расход кокса на плавку:  $\frac{98375,053 \cdot 0,05}{1000} = 4,92$  кг.

Кокс внесет углерода (4)  $\frac{4,92 \cdot 86,09}{100} = 4,24$  кг.

Примем, что 10% углерода кокса усваивается металлом.

Кокс внесет углерода в металл:  $\frac{4,92 \cdot 10}{100} = 0,492$  кг.

Углерод на ракисление шлака:  $4,92 - 0,492 = 4,428$  кг.

Образуется СО (1)  $\frac{4,428 \cdot 28}{12} = 10,332$  кг.

Потребуется кислорода (2)  $10,332 - 4,428 = 5,904$  кг.

Зола кокса внесет в шлак (4), кг:

$$SiO_2 = \frac{4,92 \cdot 5,84}{100} = 0,287;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{4,92 \cdot 2,40}{100} = 0,118; \text{ в пересчете на } FeO \text{ (5) } - 0,106 \text{ кг.}$$

$$Al_2O_3 = \frac{4,92 \cdot 3,00}{100} = 0,148;$$

$$CaO = \frac{4,92 \cdot 5,00}{100} = 0,246;$$

$$MgO = \frac{4,92 \cdot 0,12}{100} = 0,006;$$

$$P_2O_5 = \frac{4,92 \cdot 0,04}{100} = 0,002.$$

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		69

Кокс внесет в металл (4), кг:

$$S = \frac{4,92 \cdot 0,6}{100} = 0,03;$$

$$P = \frac{4,92 \cdot 0,01}{100} = 0,0005.$$

Кроме того выделится в атмосферу за чет потерь при прокаливании (4)

$$\frac{4,92 \cdot 1,30}{100} = 0,064 CO_2.$$

Полагаем, что при раскислении шлага 90% окислов Fe, Mn, Cr, P восстанавливаются.

$$\text{Восстановится FeO } \frac{10,03 \cdot 90}{100} = 9,027 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{9,027 \cdot 16}{72} = 2,006 \text{ кг.}$$

Осталось FeO в шлаке  $10,03 - 9,027 = 1,003$  кг.

Образуется Fe  $9,027 - 2,006 = 7,021$  кг.

$$\text{Восстановиться } Cr_2O_3 \frac{1,331 \cdot 90}{100} = 1,1979 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{1,1979 \cdot 48}{152} = 0,378 \text{ кг.}$$

Образуется Cr  $1,1979 - 0,378 = 0,8199$  кг.

Осталось  $Cr_2O_3$  в шлаке  $1,331 - 1,1979 = 0,1331$  кг.

$$\text{Восстановиться MnO } \frac{5,702 \cdot 90}{100} = 5,1318 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{5,1318 \cdot 16}{71} = 1,1565 \text{ кг.}$$

Образуется Mn  $5,1318 - 1,1565 = 3,9753$  кг.

Осталось MnO в шлаке  $5,702 - 5,1318 = 0,5702$  кг.

$$\text{Восстановиться } P_2O_5 \frac{0,429 \cdot 90}{100} = 0,3834 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		70

Необходимо связать кислорода  $\frac{0,3834 \cdot 80}{142} = 0,216$  кг.

Образуется Р  $0,3834 - 0,216 = 0,1674$  кг.

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

FeO – 0,0456;  
Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> -0,378;  
MnO – 1,1565;  
P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> - 0,216;  
Всего - 2,3397.

Коксом связано 5,904 кг кислорода.

Следовательно, из печной атмосферы поступит кислорода:

$5,904 - 2,3397 = 3,5643$  кг.

Количество и состав металла в ковше после раскисления показан в таблице 37, а количество и состав шлака после раскисления – в таблице 38.

Таблица 37 - Количество и состав металла в ковше после раскисления, кг

Элемент	Металл в ковше	Раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	158,906	0,492	158,414	0,16
O	21,584	-	21,584	0,0219
Si	0	-	0	0
Mn	38,189	3,9753	34,2137	0,0348
P	17,19	0,1674	17,0226	0,0173
S	31,14	0,03	31,11	0,0316
Cr	113,702	0,8199	112,8821	0,1147
Ni	124,996	-	174,996	0,1265
Ti	0	-	0	0
Al	0	-	0	0
W	67,68	-	67,68	0,069
Cu	198	-	198	0,20
V	19,8	-	19,8	0,020
Mo	42,3	-	42,3	0,043
Fe	97547,3293	7,024	97540,3053	99,164
Всего	98375,0530	12,5086	98362,5444	100

Таблица 38 - Количество и состав шлака 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	10,677	22,35	5,702	10,03	1,331	3,709	7,23	0,355	0,429	0,069	62,312
Раскисление	0,287	0,246	-5,1318	-9,414	-1,1979	0,148	0,006	-	-0,384	-	-15,4307
Всего	10,964	22,596	0,574	0,616	0,1331	3,857	7,236	0,355	0,045	0,069	46,8751
Всего, %	23,39	48,205	1,225	2,231	0,284	8,223	15,437	0,757	0,096	0,147	100

б) Предварительное легирование

После раскисления шлака в металле при содержании углерода 0,153% содержится 0,0219% или 21,584 кг кислорода.

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

Для расчета количества вводимых легирующих необходимо примерно спрогнозировать массу металла в конце плавки. Для этого примерно рассчитаем необходимую массу легирующих:

$$m_i = \frac{m_{Me} \cdot ([i_{гост}] - [i_{Me}])}{100},$$

где  $m_i$  - масса легирующего компонента, кг;

$m_{Me}$  - масса металла, кг;

$[i_{гост}]$  и  $[i_{Me}]$  - содержание элемента в металле среднее марочное и имеющееся, соответственно, %

Прогнозируем массу металла в конце плавки, кг:

$$m_{Si} = \frac{98362,5444 \cdot (0,270 - 0)}{100} = 265,55;$$

$$m_{Mn} = \frac{98362,5444 \cdot (0,65 - 0,034)}{100} = 605,847;$$

$$m_{Метпрогн} = \sum m_i + m_{Me} = 265,55 + 605,847 + 98351,8094 = 99223,2064 \text{ кг}$$

Для более точного расчета массы легирующих используем формулу:

											Лист
											72
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата							

22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР

$$m_{\text{леги}} = \frac{m_{\text{Мепрогн}} \cdot ([i_{\text{гост}}] - [i_{\text{Ме}}])}{i}, \quad (12)$$

где  $m_{\text{леги}}$  - масса легирующего компонента, вносящего в элемент  $i$ , кг;  
 $i$  - содержание элемента  $i$  в легирующем компоненте, %.

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

$$\frac{99270 \cdot (0,27 - 0)}{65} = 412,35 \text{ кг или } \frac{65 \cdot 412,35}{100} = 268,028 \text{ кг}$$

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.

$$\text{Выгорает } \frac{268,028 \cdot 20}{100} = 53,606 \text{ кг кремния и } \frac{412,35 \cdot 2}{100} = 8,247 \text{ кг}$$

алюминия.

Это количество кремния свяжет кислорода  $\frac{53,606 \cdot 32}{28} = 61,264$  кг;  
 алюминий свяжет  $\frac{8,247 \cdot 48}{54} = 7,33$  кг кислорода.

При этом образуется и перейдет в шлак:  $\frac{53,606 \cdot 60}{28} = 114,87$  кг  $SiO_2$  и  
 $\frac{8,247 \cdot 102}{54} = 15,58$  кг  $Al_2O_3$ .

ФС 65 внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{412,35 \cdot 80 \cdot 65}{100 \cdot 100} = 214,422;$$

$$Mn = \frac{412,35 \cdot 0,4}{100} = 1,649;$$

$$P = \frac{412,35 \cdot 0,05}{100} = 0,206;$$

$$S = \frac{412,35 \cdot 0,02}{100} = 0,08;$$

$$Cr = \frac{412,35 \cdot 0,4}{100} = 1,649;$$

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		73



$$Fe = \frac{412,35 \cdot 32,13}{100} = 132,49.$$

Марганец. Определяем расход низкоуглеродистого ферромарганца ФМн 78 (21):

$$\frac{99270 \cdot (0,65 - 0,034)}{78} = 783,98 \text{ кг.}$$

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

Выгорает  $\frac{783,98 \cdot 6 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 9,408$  кг кремния.

Это количество свяжет кислорода  $\frac{9,408 \cdot 32}{28} = 10,752$  кг.

При этом образуется и перейдет в шлак  $\frac{9,408 \cdot 60}{28} = 20,16$  кг  $SiO_2$ .

Ферромарганец вносит в металл, кг:

$$C = \frac{783,98 \cdot 7}{100} = 54,88;$$

$$Si = \frac{783,98 \cdot 6 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 37,63;$$

$$P = \frac{783,98 \cdot 0,05}{100} = 0,392;$$

$$S = \frac{783,98 \cdot 0,02}{100} = 0,157;$$

$$Mn = \frac{783,98 \cdot 78}{100} = 611,504;$$

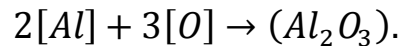
$$Fe = \frac{783,98 \cdot 8,93}{100} = 70,01.$$

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		74

в) Окончательное раскисление стали

Для окончательного раскисления металла используем алюминий. Необходимо понизить количество кислорода до  $0,005\% \left( \frac{0,005 \cdot 99270}{100} = 4,964 \text{ кг} \right)$ , т.е. связать

$$21,584 - 4,964 = 16,62 \text{ кг,}$$



Для этого потребуется алюминия  $\frac{16,62 \cdot 54}{48} = 18,70 \text{ кг.}$

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

$$\frac{18,70 \cdot 102}{54} = 35,32 \text{ кг.}$$

С учетом остаточного содержания алюминия в металле  $0,02\%$

$\left( \frac{0,02 \cdot 99270}{100} = 19,85 \right)$  общий расход алюминия для раскисления

металла примем равным  $19,85 + 18,70 = 38,55 \text{ кг.}$

Чтобы внести такое количество алюминия необходимо использовать А97

$$\frac{38,55 \cdot 100}{99,98} = 38,56.$$

А 97 так же внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{38,55 \cdot 0,01}{100} = 0,004;$$

$$Fe = \frac{38,55 \cdot 0,01}{100} = 0,004.$$

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  $SiO_2$  в первом шлаке, кг;

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		75

$m_{(CaO)_{изв}}, m_{(SiO_2)_{изв}}$  - содержание CaO и  $SiO_2$  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  $SiO_2$  в извести (см. таблицу 4), %  
Тогда масса извести по формуле (13):

$$m_{изв} = \frac{4 \cdot (10,965 + 114,87 + 20,16) - 22,596}{\frac{88}{100} - 4 \cdot \frac{1,3}{100}} = 1559,39 \text{ кг.}$$

Известь внесет в шлак (4), кг;

$$CaO = \frac{88 \cdot 1559,39}{100} = 1372,263;$$

$$SiO_2 = \frac{1,3 \cdot 1559,39}{100} = 20,272;$$

$$MgO = \frac{2 \cdot 1559,39}{100} = 21,188;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,8 \cdot 1559,39}{100} = 12,48;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 1559,39}{100} = 3,119, \text{ в пересчете на } FeO \text{ (5) - } 2,807.$$

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

$$\frac{7,7 \cdot 1559,39}{100} = 120,07 \text{ кг } CO_2.$$

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

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		76

$$m_{\text{пл.шп}} = \frac{1559,39}{4} = 389,848 \text{ г.}$$

Плавиновый шпат внесет в шлак (4), кг:

$$CaO = \frac{0,5 \cdot 389,848}{100} = 1,949;$$

$$SiO_2 = \frac{3,6 \cdot 389,848}{100} = 14,03;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 389,848}{100} = 0,78;$$

$$CaF_2 = \frac{94 \cdot 389,848}{100} = 366,457;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{1,5 \cdot 389,848}{100} = 5,848, \text{ в пересчете на } FeO(5) - 5,263.$$

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

$$\frac{0,2 \cdot 389,848}{100} = 0,779 \text{ кг } CO_2.$$

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

$$SiO_2 = 135,616;$$

$$Al_2O_3 - 15,65.$$

г) Расчет компонентов, вносимых футеровкой печи – ковша.

Выбираем футеровку печи – ковша, изготовленную из магнезитохромитового кирпича.

Расход магнезитохромитовой футеровки на ремонт для печи-ковша емкостью 100 т - 19 кг/т. Срок службы футеровки печи-ковша принимаем 45 плавков. 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):

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

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		77

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

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

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

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

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

Десульфурация стали шлаком. Недостатком в производственном комплексе ДСП – печь-ковш - МНЛЗ может стать работа установки "печь-ковш", особенно при необходимости внепечной обработки стали с высокой степенью десульфурации. Наличие некоторого количества печного шлака в печи-ковше, соизмеримого с количеством присаживаемых шлакообразующих добавок, затрудняет или делает невозможной рафинирующую обработку стали в печи-ковше до низкого содержания серы и неметаллических включений в пределах технологического времени, обеспечивающего заданную высокую производительность производственного комплекса. В связи с этим появляется необходимость при производстве низкосернистого металла обязательного удаления (скачивания) печного шлака из ковша перед внепечной обработкой металла и присадки основного количества шлакообразующих добавок непосредственно в печи-ковше. Количество и состав металла во время десульфурации показан в таблице 39, 40.

Таблица 39 - Количество и состав металла во время десульфурации, кг

Элемент	Металл после раскисления шлака	Легирование и раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
1	2	3	4	5
C	158,414	54,88	213,294	0,22
O	21,584	-16,62	4,928	0,005
Si	0	252,052	252,052	0,253
Mn	34,2137	613,153	647,367	0,65
P	17,0226	0,598	17,6206	0,017
S	31,11	0,237	31,347	0,031
Cr	112,8821	1,649	114,5311	0,11
Ni	124,996	-	124,996	0,125



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

где  $\lambda$  - кратность шлака, %;

$L_S$  - коэффициент распределения серы между шлаком и металлом;

$$\lambda = \frac{1839,4758}{97240,0087} \cdot 100 = 1,89\%.$$

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  $f_s$  и  $f_o$  при  $T=1873$  К:

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

$$\begin{aligned} \lg f_o = & -0,20 \cdot 0,005 - 0,45 \cdot 0,159 - 0,131 \cdot 0,303 - 0,021 \cdot 1,215 - \\ & - 0,07 \cdot 0,010 - 0,133 \cdot 0,029 - 0,04 \cdot 0,298 + 0,006 \cdot 0,183 + \\ & + 0,0085 \cdot 0,024 + 0,0035 \cdot 0,031 - 0,3 \cdot 0,07 + 0,013 \cdot 0,216 + \\ & + 3,9 \cdot 0,026 = -0,171; \end{aligned}$$

$$f_o = 0,674;$$

$$a_o = f_o \cdot [\%O] = 0,005 \cdot 0,674 = 0,003;$$

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

$$\begin{aligned} \lg f_s = & -0,028 \cdot 0,029 + 0,11 \cdot 0,159 + 0,063 \cdot 0,303 - 0,026 \cdot 1,215 + 0,29 \cdot \\ & \cdot 0,01 - 0,27 \cdot 0,005 - 0,011 \cdot 0,298 + 0,0097 \cdot 0,024 + 0,0027 \cdot 0,031 - 0,016 \cdot \\ & \cdot 0,07 - 0,0084 \cdot 0,216 + 0,035 \cdot 0,026 = 0,0089 \end{aligned}$$

$$f_s = 1,021$$

$$\text{Тогда } \lg L_S = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{59,814 + 0,05 \cdot 4,224}{15,742 + 0,6 \cdot 3,536} - \lg 0,003 + 0,0086 = 2,641;$$

						22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			80

$$L_s = 437,771.$$

$$[S]_K = \frac{100 \cdot 0,029 + 1,22 \cdot 0,059}{100 + 437,711 \cdot 1,22} = 0,0047.$$

Определяем количество удалившейся серы по пропорции

$$\frac{99496,6067 - x}{31,347 - x} = \frac{100}{0,005'}$$

где  $x$  - искомая величина, кг;

99496,6067 –  $x$  - масса металла с учетом окисления серы, кг;

31,347 –  $x$  - масса серы в металле с учетом окисления, кг;

0,005 - содержание серы в металле, %,

$$x = 26,373 \text{ кг.}$$

Доведение стали до заданного химического состава

Окончательная коррекция металла по химсоставу, если это необходимо производится порошковой проволокой соответствующих ферросплавов.

Количество и состав металла перед подачей на разливку показан в таблице 41.

Таблица 41 - Баланс металла после доводки и десульфурации, кг

Элемент	Металл до десульфурации	Десульфурация	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	213,294	-	213,294	0,21
O	4,928	-	4,928	0,005
Si	252,052	-	252,052	0,25
Mn	647,3667	-	647,3667	0,65
P	17,6206	-	17,6206	0,017
S	31,347	-26,373	4,974	0,005
Cr	114,5311	-	114,5311	0,115
Ni	124,996	-	124,996	0,125
Ti	0	-	0	0
Al	19,85	-	19,85	0,0199
W	67,68	-	67,68	0,068
Cu	198	-	198	0,198
V	19,8	-	19,8	0,0198
Mo	42,3	-	42,3	0,042
Fe	97742,8053	-	97742,8053	98,26
Всего	99496,6067	-26,373	99470,2337	100

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		81





Невязка -  $118468,5308 - 118256,84 = 211,69$  кг или  $\frac{211,69}{118468,5308} \cdot 100 = 0,17\%$ .

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

Суммарный материальный баланс плавки.

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

Отходов А-2 - 94000;

У-11 - 16000;

ФМн78 – 783,98;

ФС65 – 412,35 ;

А97 – 38,55;

кокса - 4,92;

известки (суммируется по всем периодам) – 3757,615;

плавикового шпата – 170,626 ;

футеровки печи – 745,865;

футеровки печи-ковша - 42,222;

руды – 7275,884;

газов (суммируется по всем периодам) -3045,041;

Всего:126272,133.

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

металла (в ковше и ДСП) - 110400,7952;

шлака в ДСП – 6166,792;

шлака печи-ковша – 1839,4758;

пыли, уносимой газами (суммируется по всем периодам) -3473,314;

газов (суммируется по всем периодам) – 4615,473.

Всего: 126495,85.

Невязка -  $126495,85 - 126272,133 = 223,717$  кг или  $\frac{223,717}{126495,85} \cdot 100 = 0,18\%$ .

## 2.4 Тепловой баланс

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.

В дуговых печах преобразование электрической энергии в тепловую, необходимую для расплавления шихты и проведения физико-химических процессов, осуществляется в основном за счет горения электрических дуг.

При составлении теплового баланса необходимо исходить из условия, что в процессе работы агрегата количество введенной в агрегат энергии равно количеству энергии, затраченной на проведение технологических операций с учетом тепловых потерь. В процессе плавки происходит нагрев и плавление

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		83

металла и шлака до заданной температуры (полезно используемое тепло), а также нагрев конструкций печи и окружающего воздуха, нагрев воды в стеновых и сводовых панелях, нагрев воздуха в печи и унос тепла с ним в систему газоочистки; помимо того тепло теряется со шлаком.

Рассчитаем тепловой баланс плавки стали 12ГС в дуговой печи. Расчет проведем на 110 т металла, исходя из рассчитанного выше материального баланса плавки. Для этого определим приход и расход тепла в печи.

#### 1 Статьи прихода тепла

##### 1.1 Тепло, вносимое электрической энергией, $Q_1$ .

На ПАО «Ашинский метзавод» расход электрической энергии фиксируется приборами учета электроэнергии. Важным параметром, характеризующим использование электроэнергии, является коэффициент полезного действия, учитывающий потери энергии при подводе ее к рабочему пространству печи на ДСП-120 в ЭСПЦ – 2  $\eta = 90 \%$ . Расход электроэнергии, с учетом подогрева лома и наличия газокислородных горелок и времени их работы, равен 480 кВт·ч/т. Для пересчета кВт·ч в МДж используется переводной коэффициент 3,6 (1 Вт·ч = 3600 Дж/ч).

Расчет проведем на 110 т шихты. Зададимся расходом электрической энергии, равным 480 кВт·ч/т стали, или 50,4 МВт·ч на 110 т. Тогда с учетом электрического КПД  $\eta = 0,9$ :

$$Q_1 = 50,4 \cdot 3,6 \cdot 0,9 = 163,3 \text{ ГДж.}$$

##### 1.2 Тепло, вносимое в печь шихтовыми материалами, $Q_2$ .

Расчет энтальпии ведется по формуле

$$\Delta H_k = ((M_{A3} \cdot c_{A3}) + (M_{Y13} \cdot c_{Y13})) \cdot \Delta t_k, \quad (14)$$

где  $\Delta H_k$  – изменение энтальпии компонентов;

$M_{A3}$  – масса лома А3, кг;

$c_{A3}$  – теплоёмкость лома А3;

$M_{Y13}$  – масса лома У13, кг;

$c_{Y13}$  – теплоёмкость лома У13;

$\Delta t_k$  – изменение температуры компонента.

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

$$\Delta H_k = ((63 \cdot 10^3 \cdot 0,4 \cdot 10^{-3}) + (42 \cdot 10^3 \cdot 0,5 \cdot 10^{-3})) \cdot 400 = 18,48 \text{ ГДж.}$$

Итого энтальпия шихты составит:  $Q_2 = \Delta H = 46,2 \text{ ГДж.}$

##### 1.3 Тепло, вносимое известью $Q_3$ .

Количество тепла, поступающего с известью,

						22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			84

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

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

$C_{изв}$  при 20 °С равна 0,76 кДж/кг.

Тогда

$$Q_3 = 2100 \cdot 0,76 \cdot 20 = 0,032 \text{ ГДж.}$$

1.4 Тепло, вносимое магниезиальным материалом Q4.

$$Q_4 = m_m \cdot C_m \cdot t_m \quad (16)$$

При  $t = 20$  °С теплоемкость магниезиального материала равна 0,957 кДж/(кг·К).

$$Q_4 = 587,19 \cdot 0,957 \cdot 20 = 0,011 \text{ ГДж.}$$

1.5 Тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций,  $Q_5$ . Для определения  $Q_5$  необходимо предварительно составить материальный баланс, с помощью которого устанавливают состав и количество исходных материалов и продуктов плавки. Энергия экзотермических реакций окисления компонентов металлошихты выделяется в различных зонах рабочего пространства ДСП: на поверхности кусков шихты, в жидкой ванне и в газовой фазе, что предопределяет и различную степень полезного использования выделяющегося тепла.

Эффективное использование  $Q_5$  во многом определяет энергетическую эффективность ДСП.

Тепло экзотермических реакций определяем по формуле

$$Q_5 = m_{эл} \cdot \Delta H_{эл} , \quad (17)$$

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

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

Исходными данными для расчета теплового эффекта химической реакции могут служить теплоты образования веществ, участвующих в реакции. Для расчета теплового эффекта реакции при любой температуре  $T$  используют следующее выражение:

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

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

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

Также определение теплового эффекта реакции возможно из выражения

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
						85
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$\Delta G_T^0 = \Delta H_T^0 - T \cdot \Delta S_T^0. \quad (19)$$

Тепло экзотермических реакций определяем суммированием теплот реакций, идущих с отрицательным эффектом (таблица 44).

Таблица 44 – Теплота реакций

$[\text{Si}] + \{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{SiO}_2)$	$630 \cdot 29,51 = 18591,3 \text{ МДж}$
$[\text{Mn}] + 1/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{MnO})$	$379,527 \cdot 7,41 = 2812,3 \text{ МДж}$
$[\text{Fe}] + 1/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{FeO})$	$2645,006 \cdot 4,11 = 10870,97 \text{ МДж}$
$[\text{C}] + 1/2\{\text{O}_2\} \rightarrow \{\text{CO}\}$	$343 \cdot 11,43 = 3920,49 \text{ МДж}$
$2[\text{Cr}] + 3/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{Cr}_2\text{O}_3)$	$49,108 \cdot 11,33 = 556,39 \text{ МДж}$
$2[\text{P}] + 2,5\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{P}_2\text{O}_5)$	$25,62 \cdot 21,57 = 552,62 \text{ МДж}$
$2[\text{P}] + 5(\text{FeO}) \rightarrow (\text{P}_2\text{O}_5) + 5[\text{Fe}]$	$12,34 \cdot 3,06 = 37,766 \text{ МДж}$

Следовательно,  $Q_5 = 37,96 \text{ ГДж}$ .

1.6 Тепло, вносимое газокислородными горелками,  $Q_6$  определяется по формуле (20)

$$Q_{гор} = N_{гор} \cdot \tau \cdot P_{гор} \cdot 3,6, \quad (20)$$

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

$\tau$  – время работы горелки, ч;

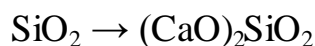
$P_{гор}$  – мощность горелки, кВт;

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

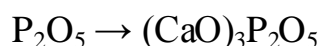
ДСП на «АМЗ» оборудована 4 газокислородными горелками по 3,3 МВт каждая. Продолжительность их работы за плавку 15 минут (0,25 часа).

$$Q_6 = 4 \cdot 0,25 \cdot 3,3 \cdot 10^3 \cdot 3,6 = 11,88 \text{ ГДж}.$$

1.7 Тепло шлакообразования  $Q_7$



$$630 \cdot \frac{60}{28} \cdot 2,32 = 31,32 \cdot 10^8 \text{ Дж}$$



$$37,96 \cdot \frac{142}{62} \cdot 4,70 = 4,09 \cdot 10^8 \text{ Дж}$$

Следовательно  $Q_7 = (31,32 + 4,09) \cdot 10^8 = 3,541 \text{ ГДж}$ .

1.8 Тепло, выделенное в печи от окисления графитированных электродов, можно определить только ориентировочно, несмотря на то, что взвешиванием можно точно установить массу израсходованных за плавку (или за период) электродов.

При определении  $Q_8$  следует помнить, что не вся масса израсходованных электродов сгорает в печи. Часть углерода электродов окисляется лишь до окиси, а часть уносится с газами в виде сажи, учесть которую невозможно из-за попутного уноса из печи и других механических компонентов. А. Д. Свенчанский рекомендует учитывать в приходной части баланса лишь 60 % от потенциально возможного  $Q_8$ . Тогда тепло от окисления электродов равно

$$Q_8 = 0,6 \cdot \Delta m_{\text{э}} \cdot q_c, \quad (21)$$

где  $\Delta m_{\text{э}}$  – масса израсходованных электродов, кг;  
 $q_c$  – тепловой эффект окисления графита, МДж/кг.

Тогда

$$Q_8 = 0,6 \cdot 420 \cdot 27 = 6,804 \text{ ГДж}$$

1.9 Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки  $Q_9$ :

$$Q_9 = Q_m + Q_{\text{шл}}, \quad (22)$$

$$Q_m = m_m \cdot C_m \cdot t_m, \quad (23)$$

$$Q_{\text{шл}} = m_{\text{шл}} \cdot C_{\text{шл}} \cdot t_{\text{шл}}, \quad (24)$$

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

Тогда

$$Q_9 = 15000 \cdot 0,838 \cdot 1667 + 5079,048 \cdot 1,25 \cdot 1700 = 31,75 \text{ ГДж}$$

1.10 Тепло, вносимое воздухом и газообразным кислородом  $Q_{10}$ :

$$Q_{10} = V \cdot c \cdot T, \quad (25)$$

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
						87
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где  $V$  – объем воздуха или кислорода,  $\text{м}^3$ ;

$c$  – теплоемкость воздуха или кислорода,  $\text{кДж}/(\text{м}^3 \cdot \text{К})$ ;

$T$  – температура воздуха или кислорода,  $\text{К}$ .

Тогда

$$Q_e = 1094,671 \cdot 1,327 \cdot 293 = 0,426 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$Q_k = 3131,197 \cdot 1,31 \cdot 293 = 1,24 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$Q_{10} = (0,426 + 1,2) \cdot 10^9 = 1,666 \text{ ГДж}.$$

## 2 Статьи расхода тепла.

2.1 Тепло, идущее на нагрев, плавление и перегрев до заданной температуры металла, шлака и легирующих добавок,  $Q_{11}$ .

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:

$$H_K = M_K \cdot [c_1 \cdot (t_{пл} - t_o) + q_M + c_2 \cdot (t_{вып} + t_{пл})], \quad (26)$$

где  $M_K$  – масса компонента данного вида, вносимого в печь за плавку;

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

$c_2$  – средняя теплоемкость материала в интервале температуры от плавления до выпуска;

$t_o$  – температура скрапа при завалке;

$t_{пл}$  – температура плавления стали;

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

$q_M$  – теплота плавления металла.

Тогда для АЗ

$$Q_{AZ} = 63000 \cdot [0,4(1500 - 400) + 284 + 0,5(1630 - 1500)] = 49,71 \text{ ГДж}.$$

Для У13

$$Q_{У13} = 42000 \cdot [0,5(1200 - 400) + 254 + 0,6(1630 - 1200)] = 38,304 \text{ ГДж}.$$

Физическое тепло шлака находим по формуле

$$Q_{шл} = (C_{шл} \cdot t_{шл} + q_{шл}) \cdot m_{шл}, \quad (27)$$

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		88

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

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

$m_{шл}$  – масса шлака, кг.

$$Q_{шл} = (1890 + 1,05 \cdot (1600 - 1550)) \cdot 5132,788 = 9,97 \text{ ГДж.}$$

Тогда

$$Q_{11} = 49,71 + 38,304 + 9,97 = 97,98 \text{ ГДж.}$$

## 2.2 Потери тепла с отходящими газами $Q_{12}$ .

$$Q_{12} = V \cdot i, \quad (28)$$

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

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

Находим энтальпию продуктов реакции для каждого из газов:

$$\text{CO: } 0,362 \cdot 1112,06 = 402,695$$

$$\text{CO}_2: 0,238 \cdot 1718,95 = 409,724$$

$$\text{H}_2: 0,0006 \cdot 1055,12 = 0,659$$

$$\text{N}_2: 0,4 \cdot 1094,65 = 436,658$$

$$i_{yx}^{800} = 1249,736 \text{ кДж/м}^3.$$

Тогда

$$Q_{12} = 1249,736 \cdot 1552,819 = 1,941 \text{ ГДж.}$$

## 2.3 Потери тепла через водоохлаждаемые панели, $Q_{13}$ .

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 °С, на выходе температура воды 40 °С, чтобы избежать образование накипи на внутренних поверхностях панелей.

$$Q_8 = c_B \cdot V_B \cdot (t_{\text{вых}} - t_{\text{вх}}) \cdot \tau, \quad (29)$$

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

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

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

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

$\tau$  – время, ч.

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		89



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

Потери тепла на охлаждение стен составят:

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

Потери тепла на охлаждение свода составят:

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

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

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

$$Q_{14} = 2116,005 \cdot (1,23 \cdot 1600 + 209,34) = 4,61 \text{ ГДж}.$$

2.5 Тепло идущее на протекание эндотермических реакций, Q<sub>15</sub>. Энергетические затраты эндотермических процессов связаны с нагревом и испарением влаги, внесенной загружаемыми в печь материалами, разложением оксидов железа, железной руды, карбонатов кальция (при недопале извести) или гидратов оксида кальция (при гидратации извести), шлакообразованием.

Из реакций, происходящих в печи, эндотермическими являются реакции десульфурации, обезуглероживания, восстановления и процессы испарения элементов. Для более общей оценки эндотермических реакций принимаем удельные энергетические затраты на эндотермические процессы равными 50...150 МДж/т и m<sub>0</sub>

$$Q_{15} = (50 \dots 150) \cdot m_0, \quad (30)$$

где m<sub>0</sub> – емкость печи, т.

Тогда

$$Q_{15} = 150 \cdot 120 = 18,0 \text{ ГДж}.$$

2.6 Тепловые потери электрической сетью Q<sub>16</sub>. Эти потери связаны с тем, что при прохождении тока по проводнику в нем выделяется тепло, которое частично рассеивается в окружающее пространство. Электрические потери зависят от конструкции токоподвода, параметров электрического режима и стабильности горения электрических дуг. В состав электрических потерь входят потери в шинах высокого напряжения, в трансформаторе, во вспомогательной аппаратуре, в короткой сети.

По закону Джоуля-Ленца (31)

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		90



поверхности кладки  $t_{вн}$  для подины принимается равной температуре жидкого металла в ванне. Средняя температура воздуха принимается равной  $20\text{ }^{\circ}\text{C}$ . При этом значение  $\alpha$  зависит от другой неизвестной – температуры кожуха  $t_{к}$ . Значение же  $t_{к}$  в свою очередь зависит от температуры подины печи, толщины и теплопроводности материала кладки. На теплопроводность материала влияет средняя температура футеровки. Поэтому  $Q_{17}$  рассчитывают методом последовательных приближений. Для этого в первую очередь задаются температурой кожуха  $t_{к}$ . Так как есть дополнительный слой теплоизоляции  $t_{к}$  равно  $100\text{ }^{\circ}\text{C}$ .

Затем определяем среднюю температуру футеровки

$$t_{cp} = \frac{(t_{вн} - t_{к})}{2}. \quad (34)$$

По справочной литературе для данной  $t_{cp}$  находим коэффициент теплопроводности материала  $\lambda$  по рисунку 6 определяем значение  $\alpha$ , соответствующее данной температуре кожуха. Далее вычисляем значение теплового потока  $q_{17}=Q_{17}/F$  и сравниваем его величину с приведенным на том же рисунке  $q_{опр}$ .

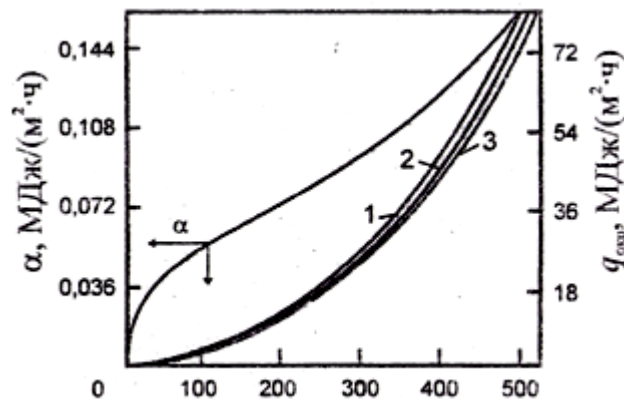


Рисунок 6 – Зависимость коэффициента суммарной теплоотдачи  $\alpha$  и удельного теплового потока, теряемого поверхностью печи в окружающую среду при  $t_{в}$ :  $10\text{ }^{\circ}\text{C}$  – 1;  $20\text{ }^{\circ}\text{C}$  – 2;  $30\text{ }^{\circ}\text{C}$  – 3

Определяем среднюю температуру футеровки, зная, что в среднем за плавку температура металла составит  $1500\text{ }^{\circ}\text{C}$ , продолжительность плавки – 45 минут, диаметр кожуха  $\sim 6,85\text{ м}^2$ :

$$t_{cp} = (1500 - 100) / 2 = 700\text{ }^{\circ}\text{C}.$$

Согласно справочным данным коэффициент теплопроводности магнезиальной футеровки при  $700\text{ }^{\circ}\text{C}$ :  $\lambda = 6,28 - 0,0027 \cdot 700 = 4,39\text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot ^{\circ}\text{C})$ .

По рис. 6 находим  $\alpha = 0,059\text{ МДж}/\text{м}^2 \cdot \text{ч}$ .

Тогда  $Q_{кож} = 0,059 \cdot (100 - 20) \cdot 6,85 \cdot 0,75 = 724,25\text{ МДж}$ .

Проверяем:  $q = 24,25/6,85 = 3,54 \text{ МДж}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ . Согласно рис. 6  $q_{\text{окр}} \sim 3,85 \text{ МДж}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ . Разница не превышает 10 %, расчет считается законченным и окончательно принимаем  $Q_{\text{кож}} = 724,25 \text{ МДж}$ .

2.8 Потери тепла через завалочное окно,  $Q_{18}$ . 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:

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot g \cdot \Delta p}{\rho_z}}, \quad (35)$$

$$V_1 = 3600 \cdot \omega \cdot F, \quad (36)$$

$$V_0 = 273 \cdot \frac{V_1}{T_{yx}}, \quad (37)$$

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

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

$\Delta p$  – скоростной напор, Па;

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

$V_1$  – 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 (приведённые к температуре  $0 \text{ }^\circ\text{C}$ ),  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;

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

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

$$Q_{18} = V_0 \cdot c_{\text{сух}} \cdot T_{\text{сух}} \cdot \tau, \quad (38)$$

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

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

					<b>22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР</b>	Лист
						93
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$\omega = 5,1 \text{ м/с};$$

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

$$V_0 = 273 \cdot 165240/120 = 37592,1 \text{ м}^3.$$

Тогда количество тепла, потерянное через завалочное окно за плавку

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

Полученный тепловой баланс плавки стали 12ГС в ДСП-120 приведен в таблице 45.

Таблица 45 – Тепловой баланс плавки стали 12ГС в ДСП-120

Статьи прихода	ГДж	%	Статьи расхода	ГДж	%
Электроэнергия, $Q_1$	163,3	59,424	Полезный расход энергии, $Q_{11}$	97,98	35,65
Тепло, вносимое шихтой, $Q_2$	23,885	6,73	Тепло, уносимое газами, $Q_{12}$	1,941	0,706
Тепло, вносимое другими материалами, $Q_3 + Q_4$	0,049	0,016	Потери с охлаждающей водой, $Q_{13}$	58,59	21,32
Тепло экзотермических реакций, $Q_5$	37,96	13,59	Тепло, уносимое частицами $Fe_2O_3$ , $Q_{14}$	4,607	1,677
Тепло, поступающее от газокислородных горелок, $Q_6$	11,88	4,323	Тепло эндотермических реакций, $Q_{15}$	18,0	6,55
Тепло шлакообразования, $Q_7$	3,541	1,288	Потери электрической сетью, $Q_{16}$	34,43	12,53
Тепло от окисления электродов, $Q_8$	6,804	2,476	Потери через футеровку, $Q_{17}$	0,724	0,263
Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки, $Q_9$	28,51	11,56	Потери через завалочное окно, $Q_{18}$	58,381	21,245
Тепло кислорода и воздуха, $Q_{10}$	1,666	0,606	Неучтенные потери	0,142	0,052
Итого	277,595	100	Итого	277,595	100

### 3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

#### 3.1 Возможные нарушения технологического режима и способы борьбы с нарушениями

Качество готового проката во многом определяется качеством исходной заготовки.

В ходе выплавки полупродукта в ДСП-120 возможны следующие отклонения технологического режима, а также опишем способы их устранения:

1 Повышенное содержание фосфора в металле по расплавлению. Данное отклонение возможно в связи с неудовлетворительной шихтовкой, использованием фосфористого чугуна или скрапа. Для устранения данного отклонения необходимо в режиме дугового нагрева вспенить и максимально скачать печной шлак, затем присадить через свод порцию 500-1500 кг извести, после отключения дугового нагрева включить продувку ванны кислородом, не допускать перегрева металла свыше  $1600^{\circ}\text{C}$ . При нагреве металла свыше  $1600^{\circ}\text{C}$  охладить ванну подвалкой 5-10 тонн лома.

2 Повышенное содержание углерода в металле по расплавлению. Возможно в связи с неудовлетворительной шихтовкой, использование углеродистого лома или лома легированного марганцем и кремнием. Для корректировки химического состава сплава в режиме дугового нагрева включить продувку ванны кислородом и обеспечить максимальное скачивание шлака. Во избежание неконтролируемого вскипания ванны и выброса из печи не допускать перегрева металла свыше  $1630^{\circ}\text{C}$ . При нагреве металла выше этой температуры отключить дуговой нагрев и продолжить продувку ванны кислородом до достижения необходимого содержания углерода. При необходимости охладить ванну подвалкой 5-10 тонн лома.

3 Содержание кремния в металле по расплавлению свыше 0,04%. Возможно в связи с ранним отбором пробы, не полным расплавление шихты. Для устранения данного отклонения необходимо доплавить шихту со скачиванием шлака, включить продувку ванны кислородом, присадить через свод порцию 500-1000 кг извести. Не допускать перегрева металла свыше  $1600^{\circ}\text{C}$ .

4 Повышенное содержание FeO в шлаке свыше 30%. Отклонение произошло в связи с повышенным расходом кислорода на фурмах, завалкой окалины МНЛЗ, низким расходом УСМ. Устранение отклонения производят отключением одной кислородной фурмы, увеличением расхода коксовой мелочи через свод порциями по 500 кг, для обновления шлака в печи максимально скачивает его перед выпуском плавки, при низкой основности шлака менее 1,6 увеличивают расход извести на 1000-1500 кг.

Нарушением технологического режима является:

- прогар футеровки печи;
- температура плавки не равномерная;
- попадание воды в печь;

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		95

- нарушение системы водоохлаждения;
- неисправности в работе электродов.

Для устранения данных нарушений нужно сразу отключить печь ДСП от питания. При необходимости произвести наладочные работы, а так же для равномерного обеспечения температуры сплава провести перемешивание металла.

Способы предотвращения нарушений являются:

- использование высококачественных материалов;
- проведение периодического метрологического контроля;
- своевременная проверка знаний персонала, обслуживающего печь;
- проводить планово-предупредительные ремонты оборудования;
- осуществление контроля за соблюдением технологии производства стали;
- проведение исследовательских работ для выяснения причин брака продукции.

### 3.2 Дефекты конечного продукта производства

Под дефектом понимают нарушение сплошности металла. Дефекты формируются в процессе затвердевания и могут развиваться как внутри литой заготовки, так и на внешней поверхности. В большинстве случаев дефекты показывают негативное влияние на производство, вызывая отбраковку или увеличение себестоимости производства в результате необходимости приведения заготовок в соответствие с требуемыми техническими условиями перед их прокаткой. На склонность слитка к образованию трещин оказывает заметное влияние химический состав стали. В низкоуглеродистых сталях интервал затвердевания узкий, и поэтому слитки низкоуглеродистой стали более предрасположены к образованию трещин.

Продольные трещины бывают различных видов. Рассмотрим более подробно продольные трещины в угловых участках слитка. Трещины продольные в угловом участке – располагаются вдоль направления движения слитка на уровне углов и прилегающих к ним зон граней. Могут сопровождаться искажением профиля слитка, одновременным раздутием перпендикулярных граней заготовки, продольными «ужиминами», а также внутренними приугловыми трещинами (или быть их развитием), являясь предварительной ступенью для образования прорывов жидкого металла [2].

Продольные горячие трещины образуются в результате тангенциальных напряжений, возникающих из-за неодинаковой деформации различных слоев металла при кристаллизации слитка, а так же под действием ферростатического давления жидкого металла на тонкую твердую корочку слитка толщиной 5-20 мм, образующуюся в первые 20-40 сек.

Характеристика продольных трещин в угловых участках показана в таблице 46.

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
						96
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 46 – Продольные трещины в угловых участках

Распознавание дефекта	Причины образования	Другие сопутствующие причины	Предлагаемые способы предупреждения	Обработка	Влияние на прокат
- выявляются на поверхности визуально; - очень выражены после пескоструйной очистки	- изношенная гильза; - слишком большой угловой радиус в гильзе; - сильное охлаждение кристаллизатора или неравномерное охлаждение; - слишком высокая температура стали в промковше; - неверная центровка опорных роликов или направляющих роликов и форсунок; - потеря конусности гильзы;	- химический анализ стали (много примесей: S,P, As, Sn, Sb); - высокая скорость разливки; - отложения на внешней поверхности гильзы; - при содержании углерода свыше 0,15% и достигается максимум по вероятности образования трещин при углероде 0,41 мас.%. -	- замена гильзы; - проверка геометрии гильзы; - проверить температуру стали после внепечного агрегата; - проверить центровку гильзы; - очистка внешней поверхности гильзы; - увеличить расход ШОС в кристаллизатор	- обработка требует для материалов, - использовать для производства качественной продукции	- длинные и глубокие поверхностные трещины; - снижение механических свойств металла

На рисунке 7 показаны продольные трещины в угловых участках заготовки.

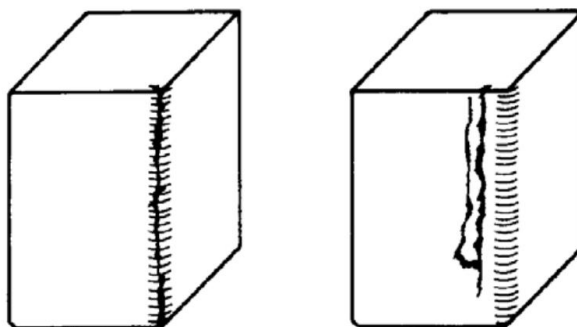


Рисунок 7 – Продольные трещины в угловых участках заготовки  
а – Продольная трещина по ребру заготовки, схема; б – продольная трещина на грани около ребра заготовки, схема.

Одним из дефектов производства являются продольные трещины по граням. Характеристика продольных трещин в угловых участках показана в таблице 47.

										Лист
										97
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР					



Таблица 47 – Продольные трещины по граням

Распознавание дефекта	Причины образования	Другие сопутствующие причины	Предлагаемые способы предупреждения	Обработка	Влияние на прокат
- выявляются на поверхности визуально; - очень выражены после пескоструйной очистки	- изношенность и деформация гильзы, особенно в районе мениска; - неравномерность первичного охлаждения; - неотцентрованная струя стали из промковша в кристаллизатор; - неправильная центровка опорных роликов под гильзой кристаллизатора; - неравномерное охлаждение заготовки в зоне вторичного охлаждения по причине засорения или расцентровки форсунок вторичного охлаждения.	- слишком высокая температура стали в промковше (перегрев над температурой ликвидуса более 45°С); - недостаточная смазка кристаллизатора; - отложения на внешней поверхности гильзы кристаллизатора; - несоответствующая работа стола качания; - высокая степень окисленности металла; - присутствие в стали примесей, таких как сера, фосфор или мышьяк в количествах больше НД.	- замена гильзы; - проверка первичного охлаждения; - проверка положения разливочного стакана в промковше; - проверка амплитуды и механизма качания; - проверка смазки кристаллизатора.	- дефекты необходимо удалять с помощью вырубки или шлифовки; - в более серьезных случаях заготовку пускают на лом	- продольные устойчивые трещины; - проблемы при горячей прокатке; - снижение механических свойств металла

На рисунке 8 показаны продольные трещины по граням заготовки.

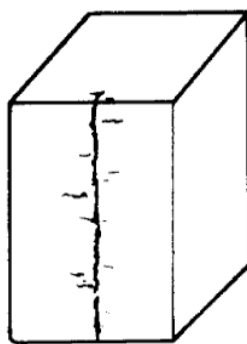


Рисунок 8 – Продольные трещины по граням заготовки

Меры по ликвидации поперечных трещин сводятся к устранению торможения при свободной усадке металла, проводя своевременно ремонт или отбраковку изложниц и обеспечивая плотную хорошо отцентрированную установку прибыльной надставки на изложницу. [12]



системный кризис в связи с огромными долгами компании Tata Steel перед пенсионным фондом. В связи с этим Tata Steel сначала хотела продать свои британские заводы, но в конце года урегулировала конфликт и заключила сделку с профсоюзами и правительством страны. В связи с этим можно ожидать, что уже в 2017 году производство стали в Великобритании будет расти.

Отметим, что вся европейская металлургия в 2016 году чувствовала себя неважно. В целом по странам ЕС-28 производство стали сократилось в 2016 году на 2,3% до 166,3 миллионов тонн. При этом видимый спрос, согласно данным Eurofer, вырос сравнительно ненамного – на 1,3%, тогда как импорт стальной продукции вырос более чем на 9% до 26 млн тонн, что и стало основной причиной сокращения европейского производства стали.

Производство в США также сократилось в 2016 году, но сравнительно немного — всего на 0,3%. Напомним, что в 2015 году снижение производства стали в США было значительно глубже – на 10,5%. При этом внутренний спрос на сталь в США в 2016 году практически не изменился. Во всяком случае, согласно данным American Iron and Steel Institute (AISI), валовые поставки стальной продукции на рынок США с учетом импорта и внутреннего производства почти сохранились на уровне 2015 года – 86,5 миллионов тонн.

Мировым лидером в производстве плоского проката из углеродистой, нержавеющей и электротехнической продукции стали является АК Steel Corporation (АК Steel). Штаб-квартира расположена в Уэст-Честере, штат Огайо. Производят листовой прокат для автомобильной, инфраструктурной и обрабатывающей промышленности, для строительства и производства электроэнергии и распределительных энергорынков. Компания включает в себя семь металлургических заводов и два производства труб в четырех штатах: Индиане, Кентукки, Огайо и Пенсильвании.

Металлургическая компания United States Steel Corporation является 13-й по величине в мире и производителем стали. United States Steel Corporation больше известная как U.S. Steel представляет собой интегрированного производителя стали в США и Канаде, имеет отделения в Центральной Европе. Корпорация была основана в 1901 году промышленником Э. Карнеги, финансистом Д. Морганом и юристом Э. Гари.

Основные производственные мощности корпорации размещены в США и Канаде, а также в странах Латинской Америки. Продукция U. S. Steel широко используется в машиностроении, автомобильной и строительной индустрии, в нефтегазовой отрасли.

В пересчете на душу населения бесспорным лидером на протяжении уже довольно долгого времени по производству стали остается Люксембург, что вполне объяснимо, так как великое герцогство является фактически «прородиной» крупнейшей сталелитейной компании мира ArcelorMittal – здесь до сих пор находится ее штаб-квартира. [18]

Единственным производителем высококачественного толстолистого проката в Великобритании является Spartan UK. Компания была основана в 2001 году на северо-востоке Англии. Spartan производит широкий спектр толстолистого

						22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			100

проката, применяемого в строительстве, машиностроении и других отраслях промышленности. Для компании характерен инновационный подход к производству продукции и ее сбыту. Толстый лист производится на современном универсальном толстолистовом реверсивном стане из импортируемых слябов. Производственная мощность Spartan UK составляет около 200 тыс. тонн высококачественного толстолиствого проката в год.

Все перечисленные зарубежные фирмы используют в основе производства ту же технологию, что и в ЭСПЦ-2. Существенным различием является само оборудование, которое у зарубежных фирм на порядок производительнее, точнее, современнее, что и позволяет им опережать Российских производителей (в частности Amet).

Зарубежным аналогом стали 12ГС является сталь 10MnSi5, числовое обозначение: 1.5112. Стандарт DIN 17145, Германия.

Тем не менее ОАО «АМЗ» занимает прочные позиции на Российском рынке.

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		101

## 5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

Современная техника предъявляет всё более высокие требования к качеству стали. Для изделий авиационной, приборостроительной техники, для космической техники, а так же для изготовления конструкций, которые работают на крайнем севере, требуется сталь, содержащая очень малое количество газов, неметаллических включений и других примесей.

Для удовлетворения этих требований необходима модернизация производства. Поэтому всё большее развитие получают способы выплавки металла ответственного назначения, основывающиеся на использовании следующих технологических приёмов:

- продувка металла порошкообразными материалами;
- продувка металла инертными газами;
- перемешивание капель металла со специально приготовленным шлаком;
- обработка металла вакуумом.

Проведение технологических операций, которые направлены на повышение качества металла, обычно выносят за пределы сталеплавильных агрегатов, чтобы исключить снижение их производительности. В настоящее время широкое применение находит внепечная обработка жидкой стали, которая применяется для выравнивания состава сплава и температуры, раскисления и легирования, удаления газов, вредных примесей и неметаллических включений.

Возможна обработка металла либо одним определенным способом или одновременно несколькими способами в сталеразливочном ковше, которое снабжено устройством для вдувания газопорошковых и газовых струй, или в агрегате типа конвертера.

Способы повышения качества стали можно разделить на две группы:

- способы повышения качества жидкой стали;
- переплавные способы.

Рассмотрим способы повышения качества жидкой стали, которыми являются:

- обработка металла синтетическим шлаком;
- продувка стали инертным газом;
- продувка металла газопорошковыми струями;
- обработка металла в условиях разрежения.

Обработка металла в условиях разрежения влияет на протекание тех реакций и процессов, в которых принимает участие газовая фаза. Газовая фаза образуется при протекании реакции окисления углерода, процессов выделения растворенных в металле водорода и азота, а также процессов испарения примесей цветных металлов.

Определенное количество углерода всегда содержится в стали. При обработке вакуумом кислород, который растворен в металле, вступает в реакцию с углеродом, при этом происходит образование оксида углерода в виде газовых пузырей (СО). Таким образом, происходит удаление кислорода из металла. Если кислород присутствует в виде оксидных включений, снижение давления сопровождается восстановлением оксидов углеродом.

											Лист
											102
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР						

Обработка металла вакуумом влияет и на содержание в стали водорода и азота. Содержание водорода в металле уменьшается при снижении давления его в газовой фазе. Азот в металле менее подвижен, чем водород, и коэффициент диффузии его в жидкой стали значительно меньше. Поэтому интенсивность очищения расплава от азота под вакуумом гораздо ниже, чем от водорода, и требуется более глубокий вакуум, чтобы достигнуть заметного очищения металла от азота. Водород в жидкой стали отличается большой подвижностью, имеет достаточно высокий коэффициент диффузии. В результате вакуумирования значительная часть содержащегося в металле водорода быстро удаляется из расплава.

Процесс очищения металла от водорода и азота под вакуумом ускоряется протекающим одновременно процессом выделения пузырьков оксида углерода (СО), которые интенсивно перемешивают металл и способствуют удалению неметаллических включений.[14]

Таким образом, при обработке металла вакуумом в нем уменьшается содержание растворенных кислорода, водорода, азота и содержание оксидных неметаллических включений. Кроме того, в тех случаях, когда металл содержит в повышенных концентрациях примеси цветных металлов, значительная часть их под вакуумом испаряется.

В настоящее время применяются ряд способов обработки стали вакуумом:

1 При вакуумировании в ковше, помещаемом в вакуумную камеру, растворенный в металле кислород взаимодействует с растворенным углеродом. Кроме того, из ванны энергично выделяются растворенный в металле водород и частично азот, и ванна вскипает. После дегазации металла из специального бункера вводят раскислители и легирующие добавки в ковш, находящийся в вакуумной камере. Недостатком такого способа является низкая эффективность при обработке большой массы металла, одновременно находящейся в условиях разрежения. Для обработки больших масс металла используют способы циркуляционного и порционного вакуумирования.

2 При циркуляционном вакуумировании два патрубка вакуумной камеры опускают в металл. При создании разрежения жидкая сталь поднимается в камеру на определенную высоту. В металл подъемного патрубка через пористую огнеупорную вставку вдувают аргон. В результате получается газо-металлическая смесь меньшей плотности по сравнению со сталью, находящейся в другом патрубке. Эта смесь поступает в камеру, а дегазированный металл вытекает через сливной патрубок в ковш.

3 При порционном вакуумировании часть металла по каналу патрубка из ковша, находящегося под атмосферным давлением, всасывается в вакуумную камеру, выдерживается там некоторое время и возвращается в ковш при некотором опускании последнего. При очередном подъеме ковша в пределах погруженного в него патрубка в вакуумную камеру всасывается очередная порция жидкого металла. Повторение этих операций обеспечивает суммарный эффект вакуумирования стали, находящейся в ковше при атмосферном давлении.

										Лист
										103
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР					

Продувка стали инертным газом осуществляется в режиме образования пузырей инертного газа, перемешивающих жидкий металл в ковше. Инертный газ (чаще аргон) вводят различными способами в нижнюю часть ковша. Пузыри инертного газа перемешивают металл, выравнивают состав, если необходимо, то и снижают его температуру до заданного уровня.

Растворенные в металле водород и азот выделяются в газовые полости и удаляются. В результате содержание газов в стали снижается. Вследствие сильного перемешивания металла облегчается удаление в шлак неметаллических включений. Если требуется понизить содержание углерода в металле, то к инертному газу добавляют кислород.

Совмещение продувки инертным газом с выдержкой в условиях разрежения, а также применение синтетического шлака при продувке инертным газом способствуют более эффективному удалению из металла вредных примесей и неметаллических включений.

Обработка металла синтетическим шлаком проводится для интенсификации и повышения полноты перехода в шлак серы, фосфора и кислорода. Обработку ведут перемешиванием металла с жидким синтетическим шлаком в ковше во время выпуска металла из сталеплавильного агрегата. Одновременно из шлакового ковша подают струю жидкого шлака на струю жидкой стали. Синтетический шлак предварительно выплавляют в электродуговой печи и перед обработкой металла выпускают в шлаковый ковш. Расход синтетического шлака обычно не превышает 6% от массы металла. Продолжительность обработки стали синтетическим шлаком ограничивается длительностью выпуска металла из агрегата в ковш. Для повышения эффективности обработки необходимо при выпуске металла из сталеплавильного агрегата отделять технологический шлак, не давая ему попадать в ковш.

При перемешивании металла со шлаком во время обработки состав синтетического шлака изменяется по сравнению с начальным составом. Переходит из металла часть серы, примешиваются продукты раскисления стали, а также иногда нежелательная часть конечного шлака из сталеплавильного агрегата. Это и короткий период перемешивания металла со шлаком не позволяет использовать полностью способность синтетического шлака к удалению серы из металла.

Более полное использование шлака для удаления примесей осуществляют обработкой металла синтетическим шлаком в условиях разрежения. Ковш с жидким шлаком устанавливают в вакуумную камеру, а сверху подают струю металла. Под влиянием разрежения происходит вспенивание шлака и дробление струи металла на мельчайшие капли, что способствует увеличению поверхности взаимодействия шлака и металла.

Продувка металла газо-порошковыми струями осуществляется вдуванием тонкоизмельченных твердых реагентов струей газа. Это ведет к увеличению поверхности контакта твердых реагентов с металлом и интенсивному удалению примесей.

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		104

В качестве твердых реагентов используют различные смеси извести, железной руды, плавикового шпата, карбида кальция, графита. Газом-носителем могут являться воздух, кислород, азот, аргон, природный газ.

Для удаления фосфора в струе кислорода в металл вдувают твердую смесь, состоящую из извести, железной руды и плавикового шпата. Для удаления серы в металл вдувают в струе аргона смесь извести и плавикового шпата. Плавиковый шпат вводится в состав смесей для повышения жидкотекучести шлака. Этот метод применяют для введения в струе аргона в металл сильнодействующих реагентов (кальций, магний), которые из-за больших энергий взаимодействия и выделения большого количества тепла обычными способами вводить в металл нельзя.

Переплавные процессы представляют собой способы переплава слитков или заготовок, предварительно полученных обычными способами выплавки (электропечах, конвертере, мартеновской печи), с целью повышения качества металла. Изменение состава переплавленных заготовок заключается в том, что в них уменьшается содержание вредных примесей и включений.

К переплавным способам повышения качества стали относят:

- вакуумно-дуговой переплав;
- электрошлаковый;
- электроннолучевой;
- плазменно-дуговой.

Наиболее распространены вакуумно-дуговой и электрошлаковый переплавы. Электроннолучевой и плазменно-дуговой пока не стали массовыми и используются в ограниченных масштабах для производства в небольших количествах особо чистых сплавов.

Вакуумно-дуговой переплав. Вакуумно-дуговой переплав заключается в том, что под действием высоких температур, возникающих в зоне электрической дуги между переплавляемым электродом и поддоном кристаллизатора, металл на нижнем торце электрода расплавляется и капли расплавленного металла падают в ванну, где под воздействием охлаждения кристаллизатора формируется слиток. Перед началом операции в печи создают вакуум. Вакуумные насосы продолжают работать и в течении всей плавки. Таким образом, капли металла падают через вакуумированное пространство, чем обеспечивается очищение металлов от газов, неметаллических включений и от примесей некоторых цветных металлов, и получается плотный слиток. Слитки отличаются высокой равномерностью химического состава, повышенными механическими свойствами.

Схема вакуумно-дугового переплава представлена на рисунке 9.

						22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			105



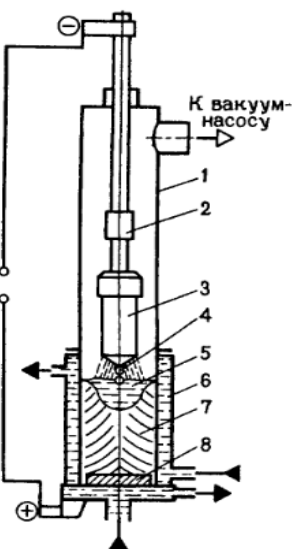


Рисунок 9 - Схема вакуумно-дугового переплава

1 – корпус печи, 2 – водоохлаждаемый шток, 3 – расходный электрод, 4 – капли жидкого металла, 5 – жидкий металл, 6 – медная водоохлаждаемая изложница, 7 – слиток, 8 – затравка

Электрошлаковый переплав. Схема электрошлакового переплава представлена на рисунке 10.

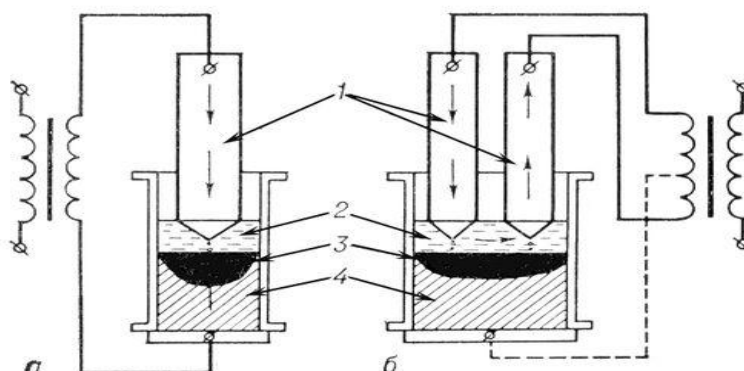


Рисунок 10 - Схема электрошлакового переплава с одним (а) и двумя (б) расходными электродами

1 - расходный электрод, 2 - шлаковая ванна, 3 - металлическая ванна, 4 - слиток

Электрический ток проходит между расходным электродом и слитком через слой расплавленного шлака. Жидкий шлак электропроводен, но обладает высоким сопротивлением. При прохождении тока он нагревается до температуры около 2000 °С. В результате этого погруженный в него расходный электрод оплавляется, и металл в виде капель проходит через слой шлака и застывает в ванне кристаллизатора, образуя плотный слиток. Проходя через слой шлака, капли металла очищаются от серы, в них снижается содержание неметаллических включений и в кристаллизаторе образуется качественный слиток. [16]

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР

Лист

106



На производственной площадке, где имеется возможность травмирования работников от расплавов, устроены помещения для защиты работников. Рабочая площадка имеет металлическое ограждение на высоту 1,2 м сплошное по низу на высоту 0,2 м. Пульты управления агрегатов расположены в безопасном месте и обеспечивают видимость агрегата и проводимых работ на площадке. Окна пультов застеклены специальными стеклами с теплоотражающим и покрытиями и оборудованы съемными металлическими сетками или специальными защитными экранами, не снижающими видимости оператору при транспортировании и загрузке материалов в агрегат. Окна пультов управления, в которые возможно попадание брызг расплава, оборудованы в соответствии с проектной документацией.

Все тоководы и электрические кабели скрыты кабель-каналами, вращающиеся, движущиеся части и элементы оборудования находятся в кожухах, либо свободный доступ к ним отсутствует, а также снабжены конечными выключателями, трубопроводы, тракты подачи сыпучих веществ и проволок находятся на достаточном удалении от обслуживающего персонала. Рабочее место освещено, достаточно вентилируемое. Помещения управления оснащены средствами пожаротушения в соответствии с требованиями пожарной безопасности.

Работники, занятые на работах с вредными и (или) опасными условиями труда, а также на работах, связанных с движением транспорта, проходят обязательные предварительные (при поступлении на работу) и периодические медицинские осмотры для определения пригодности этих работников для выполнения поручаемой работы и предупреждения профессиональных заболеваний. В соответствии с медицинскими рекомендациями указанные работники проходят внеочередные медицинские осмотры.

Технологические процессы осуществляются в соответствии с технической и технологической документацией, картами, инструкциями, которые находятся на рабочих местах для ведения технологического процесса. Отклонения от ведения технологического процесса должны отражаться в журнале приема и сдачи смены. При передаче смены должны проверяться все устройства и средства безопасности в соответствии с обязанностями передающего смену. Результаты осмотра должны заноситься в журнал приема и сдачи смены. Обнаруженные неисправности должны быть устранены.

На опасных производственных объектах должны быть организованы пункты первой медицинской помощи. На рабочих местах имеются аптечки первой медицинской помощи в количестве и в комплектации, установленной распорядительным документом организации.

Перед включением АКП необходимо:

- убедиться в надежном закреплении электродов в электродержателях;
- проверить состояние уплотнительных колец;
- проверить исправность охлаждающей системы свода и электродержателей;
- убедиться в отсутствии на своде посторонних предметов, наличие которых может привести к короткому замыканию;

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		108

- проверить соответствие давления и расхода охлаждающей воды на свод и электродержатель требуемым значениям;
- перед включением АКП убедиться в отсутствии людей на своде и в зоне короткой сети;
- рабочую площадку АКП освободить от посторонних предметов;

Все основные технологические операции, связанные с работой кранов, должны осуществляться обученными и аттестованными стропальщиками, согласно инструкции по охране труда для стропальщиков и схем строповки перевозимых грузов.

Рабочая площадка в месте отбора проб и замеров температуры должна быть сухой и освобожденной от посторонних предметов, мешающих движению при выполнении этих операций. При выравнивании электродов следует удалить людей на безопасное расстояние. Во время обработки металла на АКП при включенном электродуговом подогреве металла запрещается выполнять загрузку сыпучих материалов, раскислителей и легирующих материалов через рабочее окно свода.

В электросталеплавильном цехе имеются вредные и опасные производственные факторы:

- физические, то есть наличие движущихся машин и механизмов, материалов;
- опасный уровень напряжения в электрической цепи;
- повышенная температура поверхностей оборудования, материалов, и воздуха рабочей зоны;
- повышенная загазованность и запыленность воздуха рабочей зоны;
- различные излучения;
- химические (общетоксические, проникающие через дыхательные пути, пищеварительную систему, кожный покров);
- психофизиологические (физические перегрузки, нервно-психические перегрузки).

Проведем анализ опасных и вредных производственных факторов, которые присутствуют в электросталеплавильном цехе №2.

## 6.2 Анализ опасных и вредных производственных факторов

Неблагоприятные условия труда вызывают не только увеличение заболеваемости, травматизма и аварийности, но и влияют на снижение производительности труда и качества продукции.

Как правило, в металлургических цехах на рабочих основных профессий в течение всего рабочего времени воздействует комплекс вредных факторов: повышенный уровень шума, вибрации, запыленность и загазованность, а также нагревающий микроклимат (для горячих цехов) [15]. Для оценки условий труда возникает необходимость учета совокупного влияния факторов на здоровье персонала и их совместного вклада в показатели профессиональной заболеваемости.

						22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			109











## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Настоящий период развития черной металлургии характеризуется коренным изменением масштабов производства качественных и высококачественных марок стали, а также их доли в общем объеме производства металла. Электросталеплавильный цех №2 выпускает конструкционную сталь высокого качества, одной из которых является конструкционная низколегированная сталь 12ГС. Данная сталь применяется для производства элементов сварных и металлоконструкций, производства различных деталей машин и оборудования, которые изготовлены методом вытяжки, гибки,ковки.

В ходе выполнения выпускной квалификационной работы были описаны: характеристики стали 12ГС, ее назначение и применение, оборудование и технология производства стали в условиях ЭСПЦ-2. Первый этап при производстве готовой продукции - получение полупродукта. Основной задачей данного этапа производства является выплавка в ДСП-120 полупродукта, при этом химический состав сплава должен удовлетворять требованиям, обусловленным особенностями дальнейшей его обработки на агрегате печь-ковш. На стадии внепечной обработки металла на АКП происходит доводка полупродукта до готовой стали марки 12ГС, химический состав которой должен соответствовать требованиям ТИ 123-Э-10-2017. Далее происходит разливка металла на МНЛЗ.

Были произведены следующие расчёты: материальный баланс плавки, расчет выплавки стали в дуговой сталеплавильной печи, тепловой расчёт плавки.

Также в работе были определены следующие отклонения и нарушения технологического режима в ходе выплавки полупродукта в ДСП-120, такие как повышенное содержание фосфора и углерода в металле по расплавлению, содержание кремния в металле по расплавлению свыше 0,04%, повышенное содержание FeO в шлаке свыше 30%.

В низкоуглеродистых сталях интервал затвердевания узкий, и поэтому слитки низкоуглеродистой стали более предрасположены к образованию трещин. Поэтому рассмотрены дефекты конечного продукта производства, а именно продольные трещины.

Также в работе были изложены возможные направления для повышения качества продукции, мероприятия по охране труда, рассмотрены параметры микроклимата электросталеплавильного цеха и их влияние на самочувствие человека.

По итогам работы можно сделать вывод о том, что продукция ЭСПЦ-2 прочно занимает свою нишу на отечественном рынке. В результате проделанной работы можно сделать вывод о том насколько процесс производства продукции является сложным, наукоёмким и затратным, но конечный результат того стоит.

На основании изложенного поставленные задачи решены, а цель исследования достигнута.

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		114

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Беленький, А.М. Автоматическое управление металлургическими процессами / А.М. Беленький, В.Ф. Бердышев и др. -2-е изд. -М.: Металлургия, 2010.-379 с.
- 2 Бигеев А.М. Математическое описание и расчеты сталеплавильных процессов. - М.: Металлургия. 1982.-160 с.
- 3 Бигеев, А.М. Металлургия стали. Теория и технология плавки стали. Учебник для вузов, 3-е издание переработанное / А.М. Бигеев, В.А. Бигеев - Магнитогорск: МГТУ, 2000. - 544с.
- 4 Безопасность жизнедеятельности: учебник для студентов вузов / под ред. С.В. Белова. - М.: Высшая школа, 2007. - 615 с.
- 5 Беднаржевский, С.С. Основы безопасности жизнедеятельности в техносфере: Учебное пособие / С.С.Беднаржевский, Г.Н.Доленко, Г.И.Смирнов, Е.В. Акинина - Изд- во СурГУ, Сургут, 2008. - 95 с.
- 6 Белов, С.В. Безопасность жизнедеятельности – М.: «Высшая школа» 2002, 356 с.
- 7 Воскобойников, В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. Учебник для вузов. / В.Г. Воскобойников, В.А. Кудрин, А.М.Якушев - М.: Металлургия: , 1998. - 768 с.
- 8 Глинков, Г.М. Контроль и автоматизация металлургических процессов / Г.М.Глинков, А.И.Косырев, Е.К. Шевцов - М.: Металлургия, 1986.-351 с.
- 9 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.
- 10 Журавлев, В.Н. Машиностроительные стали: Справочник / В.Н Журавлев, Николаева О.И.– 4-е изд. – М.: Машиностроение, 2002. – 480 с.
- 11 Зиньковский, М.М. Безопасность производственных процессов в черной металлургии – М.: Металлургия, 2002. – 480с.
- 12 Кудрин, В.А. Металлургия стали. - М.: Металлургия, 1989.- 560 с.
- 13 Кудрин, В.А., Парма В.В. Технология получения качественной стали / В.А.Кудрин, В.В.Парма - М.: Металлургия, 1984.-320 с.
- 14 Кудрин, В.А. Внепечная обработка чугуна и стали – М.: Металлургия, 2001. – 336с.
- 15 Кучерский, Р.А. Гигиенические условия труда в электросталеплавильных цехах и их оздоровление// Охрана труда и техника безопасности в черной металлургии / Р.А. Кучерский, Е.Ф.Медведева - – М.: Металлургия, 2005.- 124 с.
- 16 Медовар, Б. И Электрошлаковый переплав / Б. И.Медовар, Ю.В.Латаш – М.: 2003 – 252 с. ..
- 17 Научно-технический и производственный журнал «Металлург» №4 2006г.
- 18 Очагова, И.Г. Новости чёрной металлургии за рубежом / И.Г. Очагова, С.З.Афонин – выпуск №6 (48) 2005. - 116с.
- 19 Поволоцкий, Д.Я. Электрометаллургия стали и ферросплавов. Учеб. для вузов / Д.Я. Поволоцкий, Роцин В.Е., Мальков Н.В. - М.: Металлургия, 1995. -

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		115

592 с.

20 Поволоцкий, Д.Я. Основы технологии производства стали. Учеб. пособие для вузов. Челябинск: ЮУрГУ, 2000.-198с.

21 Проектирование систем контроля и автоматического регулирования металлургических процессов /Под ред. Г.М. Глинкова. -2-е изд.-М.: Металлургия, 1986.-352 с.

22 Рябов, А.В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах: Учебное пособие / И.В. Чуманов, М.В. Шишимиров. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2007. – 188с.

23 Рябов, А.В. Расчёт процесса электроплавки: Учебное пособие /А.В. Рябов, И.В. Чуманов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. – 175с.

24 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.

25 СТО ЮУрГУ 04–2008 Стандарт организации. Курсовое и дипломное проектирование. Общие требования к содержанию и оформлению / составители: Т.И. Парубочая, Н.В. Сырейщикова, В.И. Гузеев, Л.В. Винокурова. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2008. – 56 с.

26 Сталеплавильное производство: Справочник: 2 том / Под ред. А.М. Самарина. - М.: Металлургия, 1964.-1039 с.

27 ТИ 123-Э-01-2017 Выплавка полупродукта в ДСП Danieli с конвейерной подачей лома

28 ТИ-123-Э-10-2017 Внепечная обработка стали на агрегате печь-ковш

29 ТИ-123-Э-15-2016 Разливка на слябовой машине непрерывного литья заготовок

30 Чуманов, И.В. Внепечная обработка стали: Учебное пособие / И.В. Чуманов, А.В.Рябов – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2002. - 43с.

31 Явойский, В.И. Металлургия стали / В.И. Явойский, Ю.В. Кряковский, В.И. Григорьев и др. - М.: Металлургия, 1983.-583 с.

32 Яценко, А.К. Методы оптимального управления сталеплавильными процессами / А.К.Яценко, В.С.Кочо - М.: Металлургия, 1990.-213 с.

33 [Http:// www.amet.ru](http://www.amet.ru)

					22.03.02.2018.288.03 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		116