

Министерство образования и науки Российской Федерации  
Федеральное государственное автономное образовательное  
учреждение высшего образования  
«Южно-Уральский государственный университет (НИУ)»  
Базовая кафедра металлургического производства

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ  
Заведующий кафедрой

\_\_\_\_\_ В.А. Пашнев  
\_\_\_\_\_ 2017 г

ОСОБЕННОСТИ ПРОИЗВОДСТВА И ЛЕГИРОВАНИЯ СТАЛИ НА  
ПРИМЕРЕ А32

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА К ВЫПУСКНОЙ  
КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ  
ЮУрГУ – 22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Консультант  
Безопасность жизнедеятельности  
к.т.н. доцент  
\_\_\_\_\_ С.А. Меденков  
\_\_\_\_\_ 2017 г

Руководитель проекта  
к.т.н. доцент  
\_\_\_\_\_ С.А. Меденков  
\_\_\_\_\_ 2017г

Автор проекта  
студент группы ДО-489  
\_\_\_\_\_ Е.П. Гребнев.  
\_\_\_\_\_ 2017г

Нормоконтролер  
(старший преподаватель)  
\_\_\_\_\_ Н.С. Хардукаш  
\_\_\_\_\_ 2017г

Челябинск 2017 г

## АННОТАЦИЯ

Гребнев Е.П. Особенности производства и легирования стали на примера А32 - Челябинск: ЮУрГУ, Базовая кафедра МП; 2017, 87 с. 4 ил., библиогр. список - 11 наим., 6 листов чертежей ф. А1.

В квалификационной работе рассмотрен способ получения полупродукта в ДСП с целью получения, после внепечной обработки на АКП стали марки А32 в условиях электросталеплавильного цеха №2 на ПАО «Ашинский метзавод». В данной работе описаны: назначение сплава, технология выплавки, оборудование и сырье для производства заданной марки, используемые огнеупорные материалы. Рассмотрены возможные дефекты при разливки данной марки стали .

Технологическая часть работы включает в себя разработку технологии выплавки стали марки А32 в условиях электросталеплавильного цеха № 2 ПАО «Ашинский метзавод».

В работе предусмотрены мероприятия по охране труда и технике безопасности.

					<b>22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР</b>			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разраб.</i>	<i>Гребнев Е.П.</i>				<b>Особенности производства и легирования стали на примере А32</b>	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Провер.</i>	<i>Меденков С.А.</i>						6	87
<i>Реценз.</i>						<b>ЮУрГУ г. Челябинск базовая кафедра МП</b>		
<i>Н. Контр.</i>	<i>Хардукаш Н.С.</i>							
<i>Утверд.</i>	<i>Пашнев В.А.</i>							

## СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	8
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	9
1.1 Описание стали.....	9
1.2 Назначение выплавляемой стали.....	9
1.3 Технология выплавки сплава А32 и работа оборудования.....	9
1.3.1 Выбор оборудования и огнеупорных материалов для плавки	9
1.3.2 Выбор шихты для выплавки стали марки А32.....	11
1.3.3 Технологическая карта (схема) выплавки с указанием режимов работы оборудования.....	11
1.3.4 Отличительные особенности производства и легирования стали марки А32.....	14
1.3.5 Контроль качества продукции.....	14
2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ.....	15
2.1 Назначить и рассчитать технологические параметры выплавки.....	15
2.2 Энергоемкость оборудования.....	15
2.3 Материальный баланс плавки.....	16
2.3.1 Расчет шихты.....	16
2.3.2 Выплавка стали в сталеплавильной печи, период плавления.	18
2.3.3 Шлакообразование.....	22
2.3.4 Окислительная дефосфорация.....	28
2.3.5 Окислительный период .....	35
2.3.6 Обработка стали в печи ковше.....	46
2.3.7 Раскисление шлака. Предварительное легирование.....	47
2.3.8 Шлакообразование.....	55
2.3.9 Десульфурация стали шлаком.....	58
2.4 Тепловой баланс.....	65
2.4.1 Статьи прихода тепла.....	65
2.4.2 Статьи расхода тепла.....	69
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВ - ВА.	77
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ	79
5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВ. МОДЕРНИИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА.....	80
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ.....	82
6.1 Общие требования охраны труда.....	82
6.2 Анализ опасных производственных факторов.....	83
6.3 Анализ вредных производственных факторов.....	83
6.4 Ультразвук и инфразвук, его влияние на человека.....	84
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	86
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	87

## ВВЕДЕНИЕ

Благодаря высокой прочности, разнообразным свойствам и хорошей способности к утилизации значение стали как важнейшего конструкционного материала, как и раньше, не подлежит сомнению. Сталь нашла применение практически во всех важнейших отраслях промышленности: строительстве, машиностроении, энергетике, транспорте и др. Кроме разнообразия свойств важнейшими причинами того, что сталь - лидер среди конструкционных материалов, являются постоянные инновации в отрасли и непрерывное повышение эффективности производства. Требования, предъявляемые потребителями в отношении механических, технологических и эксплуатационных свойств стали, выполняются металлургами в широком диапазоне: появляются новые марки стали и технологии их производства.

Судостроение ежегодно потребляет несколько миллионов тонн различных конструкционных материалов, при этом около 60% всего металла используется для строительства корпусов судов. Технологическая возможность и экономическая целесообразность проведения ряда технологических операций для постройки судов (различные виды резки, механической обработки кромок для сварки, гибки горячей или холодной, правки и др.) все это определяет совокупность свойств стали которые называют технологическими. Важными технологическими характеристиками судостроительной стали являются обрабатываемость резанием, способность к деформации как холодной так и горячей, склонность к образованию трещин при тепловой резке, свариваемость [1 с. 90].

Таким образом, потребители продукции черной металлургии имеют возможность удовлетворить самые разнообразные требования к стали, например, в отношении прочности и вязкости, свариваемости, стойкости к коррозии и износу. Металлургия предлагает множество марок стали, изделий из них разнообразной формы в горяче- и холоднокатаном состоянии и различного исполнения.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		8

# 1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

## 1.1 Описание стали

Данная марка стали относится к судостроительным сталям повышенной прочности с пределом текучести 320 МПа или 32 кгс/мм<sup>2</sup>, отсюда и название А32.

Применяется для строения судов и плавучих сооружений, в основном производится в виде проката (листа) т.к. этот продукт является самым оптимальным для постройки ремонта судов. Сталь обеспечивает уровень прочности, пластичности и вязкости в течении длительного периода эксплуатации корпуса судна в различных температурах. Обладание удовлетворительной коррозионной стойкостью является хорошим показателем для судостроения.

Таблица 1 - Химический состав стали А32 (ГОСТ Р 52927-2008), %

Предел	C	Mn	Si	Cr	Cu	Ni	Mo	Al	V	S	P
Нижний	н.б.	0,90	0,15	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	0,020	0,05	н.б.	н.б.
Верхний	0,18	1,60	0,50	0,30	0,35	0,40	0,08	0,060	0,10	0,025	0,025

## 1.2 Назначение выплавляемой стали

А32 в основном производится в листах потому что основное ее применение это строительство корпусов судов или их ремонт. Важнейшим показателем для данной марки стали является хорошая свариваемость. Хорошую свариваемость обеспечивает низкое содержание углерода, в данной марке он не должен превышать 0,18%, что относит данную сталь к хорошо свариваемым, а хорошая свариваемость в свою очередь облегчает ремонт судов, ведь он производится путем вырезки поврежденной элемента корпуса и вварки нового листа и самое главное в дальнейшей эксплуатации и при больших нагрузках не происходит разлом или образование трещин, что является значимым показателем для судов.

## 1.3 Технология выплавки сплава А32 и работа оборудования

### 1.3.1 Выбор оборудования и огнеупорных материалов для плавки

Производство стали марки А32 в условиях электросталеплавильного цеха №2 имеет следующую технологическую схему: производство полупродукта в печи ДСП-120, рафинирование и доводка стали до требуемого химического состава на агрегате АКП - 100, разливка на одноручьевой вертикальной слябовой машине непрерывного литья заготовки. Затем переправка сляба в листопрокатный цех №1.

											Лист
											9
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР						

Агрегат ковш-печь(АКП - 100), также называется агрегатом комплексной обработки стали (АКОС) –используется для доведения металла в ковше, после его выпуска из плавильного агрегата, до заданной температуры и химического состава.

В агрегате проводятся операции окончательного раскисления, десульфурации, легирования и модифицирования, происходит удаление газов путем продувки аргоном, также удаление неметаллических включений. Ковш накрывается водоохлаждаемым или футерованным сводом с отверстиями для введения графитированных электродов.

Подача присадок осуществляется при помощи трайб аппарата либо непосредственно в ковш из бункеров, наводят свежий высокоосновный шлак, обладающий высокой десульфурующей способностью и защищающий металл от вторичного окисления окружающей атмосферой.

В электросталеплавильном цехе имеется отделение непрерывной разливки стали со слябовой криволинейной одноручьеовой машиной непрерывного литья заготовок с прямым кристаллизатором фирмы «STB».

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

Разливка стали может осуществляться методом «плавка на плавку» полностью закрытой струей, то есть с применением защитной трубы, погружного стакана, с добавлением разливочного порошка и в защитной среде аргона [2 с. 90].

Хранение и транспортировка огнеупорных материалов и изделий должны производиться по ГОСТ 24717-81 и нормативно-техническим документам на соответствующие материалы и изделия, согласно техническим условиям, спецификаций контракта поставки.

При хранении изделий и материалов не допускается их увлажнение и загрязнение посторонними примесями.

Применение мерзлых изделий и материалов запрещено.

В цех подавать огнеупорные материалы и изделия, прошедшие общезаводской входной контроль и допущенные к использованию в производстве, что должно быть подтверждено соответствующей отметкой мастера склада в сопроводительной документации.

Текущий запас огнеупоров и материалов, необходимый для обеспечения потребностей производства в нормативных количествах хранить на участках его использования в цехе.

Технические характеристики огнеупорных материалов должны соответствовать техническим показателям, указанным в сертификатах или в спецификациях, прилагаемых к договорам поставки огнеупоров.

При выборе огнеупорных материалов для ДСП нужно учесть, что участки футеровки работают в различных условиях. Поэтому условия службы огнеупоров подины и откосов, стен и свода рассматриваем отдельно.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		10

Подина и откосы. В течение длительного времени огнеупорная футеровка подины непосредственно контактирует с расплавленными металлом и шлаком. После выпуска плавки происходит резкое охлаждение и снижение температуры футеровки. При загрузке шихты корзиной подина испытывает механический удар, а поверхностный слой подины повреждается из-за падения различного скрапа. Горящие при тонком слое металла дуги перегревают и вымывают материал подины, образуя ямы. Восстановительная среда после выпуска плавки меняется на окислительную.

При сливе и после слива металла футеровка подины непосредственно контактирует со шлаком и насыщается им.

Несмотря на то что подина испытывает достаточно большие нагрузки но откосы являются наиболее нагруженными участками ДСП.

Для футеровки печи используются огнеупоры следующих марок:

- MZ - 91
- MayCarb (573-CY; 416-BX; 572-GX; 415-BX; 413-BX)
- JENEARTH (355D; 30BA)
- Theramer Fill 226
- JEFRIT GM-1
- DALRAM P-86

### 1.3.2 Выбор шихты для выплавки стали марки А32

Основными составляющими металлошихты являются привозной металлолом.

Качество металлической шихты, ферросплавов, окислителей, шлакообразующих и заправочных материалов, используемых при выплавке стали, должно соответствовать требованиям нормативно-технической документации. Не допускается к использованию шихта, загрязненная цветными металлами.

Расчет шихты производится на содержание в шихте углерода не менее 0,68%.

Для выплавки данной марки стали предлагается использовать металлошихту А2 и обрезь У11.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
						11
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

### 1.3.3 Технологическая карта (схема) выплавки, с указанием режимов работы оборудования

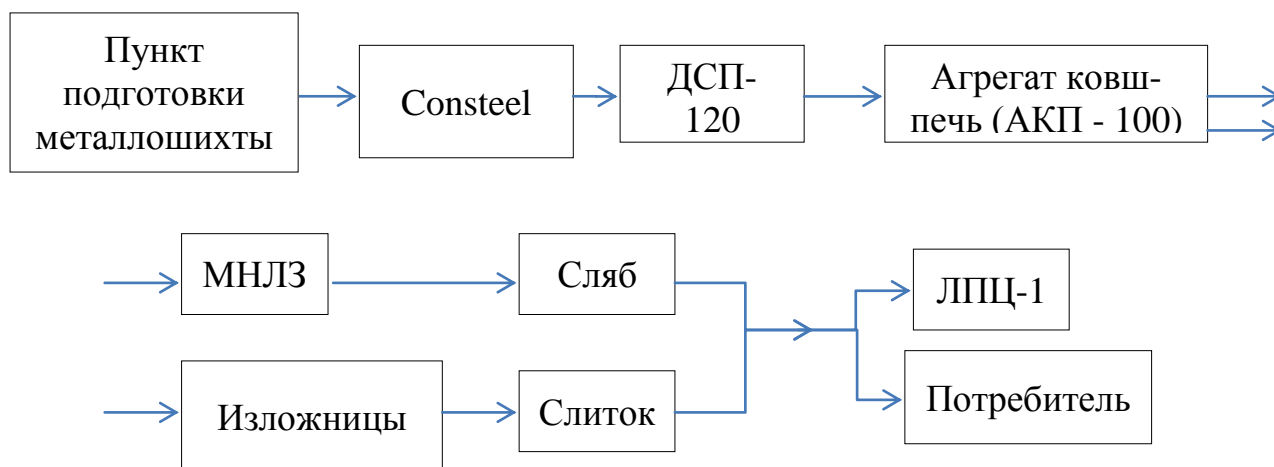


Рисунок 1 – Технологическая схема

Методы выплавки стали в ДСП-120.

Сталь в дуговой печи выплавляется по двум вариантам:

- с завалкой металлошихты на "болото" (40–50 т металла предыдущей плавки);
- с завалкой металлошихты на "сухую" подину, очищенную от остатков шлака и металла от предыдущей плавки.

Плавление на ДСП.

После завалки свод закрывают после чего происходит включение печи. Сразу после включения печи, включают фурмы-горелки. После расплавления первой загрузки до определенной степени подают лом, чугун, ГБЖ, углеродсодержащие материалы фракцией 5–20 мм через отверстие Consteel. Шлакообразующие материалы (известь, плакиковый шпат, глиноземсодержащие материалы) подают через свод из бункеров.

Кислород подают при помощи кислородных модулей. После отработки 20–25 МВт/ч производят отбор пробы металла для определения процентного состава веществ. Пробы шлака отбирают намораживанием на кислородную трубку. Основность шлака ( $\text{CaO}/\text{SiO}_2$ ), должна составлять 1,7–2,5. Пробу металла отбирают с помощью специального пробоотборника. Если проба получается некачественной, то производят повторный ее отбор. Продолжительность от последнего измерения температуры до начала выпуска плавки должна быть не более 3 минут. Температура металла перед выпуском плавки должна быть не менее 1620 °С. В пробе не должно быть посторонних примесей.

Подготовка к выпуску плавки.

За 5 – 8 минут до выпуска печь отклоняют не более чем на 2 градуса в сторону шлаковой летки для скачивания шлака.



После завершения процедуры печь возвращают в нормальное положение и снова отбирают пробу. После завершения продувки проводят замер температуры и берут пробу.

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

Обработка стали на АКП.

Измеряется температура стали. Включается АКП. Для предотвращения повышенного износа футеровки работают сниженных ступенях мощности и небольшом расходе аргона [10 с. 160].

Замеряют температуру металла, берут пробу металла и шлака. По результатам химического анализа определяют последующий режим обработки и осуществляют доводку по химсоставу.

После получения положительного анализа последней пробы и оптимальной температуры стали подают ковш на разливку.

На Ашинском Метзаводе установлена криволинейная одноручьевая МНЛЗ с прямым кристаллизатором. Разливка на ней происходит следующим образом. Сталь из сталеразливочного ковша поступает в промежуточный ковш МНЛЗ, далее поступает в водоохлаждаемый кристаллизатор, в котром образуется стенки слитка, затем слиток поступает в зону вторичного охлаждения, где происходит дальнейшая кристаллизация слитка.

Следующая зона тянущих валков после которой слиток попадает на резак и производится обрезка слитка по необходимой длине.

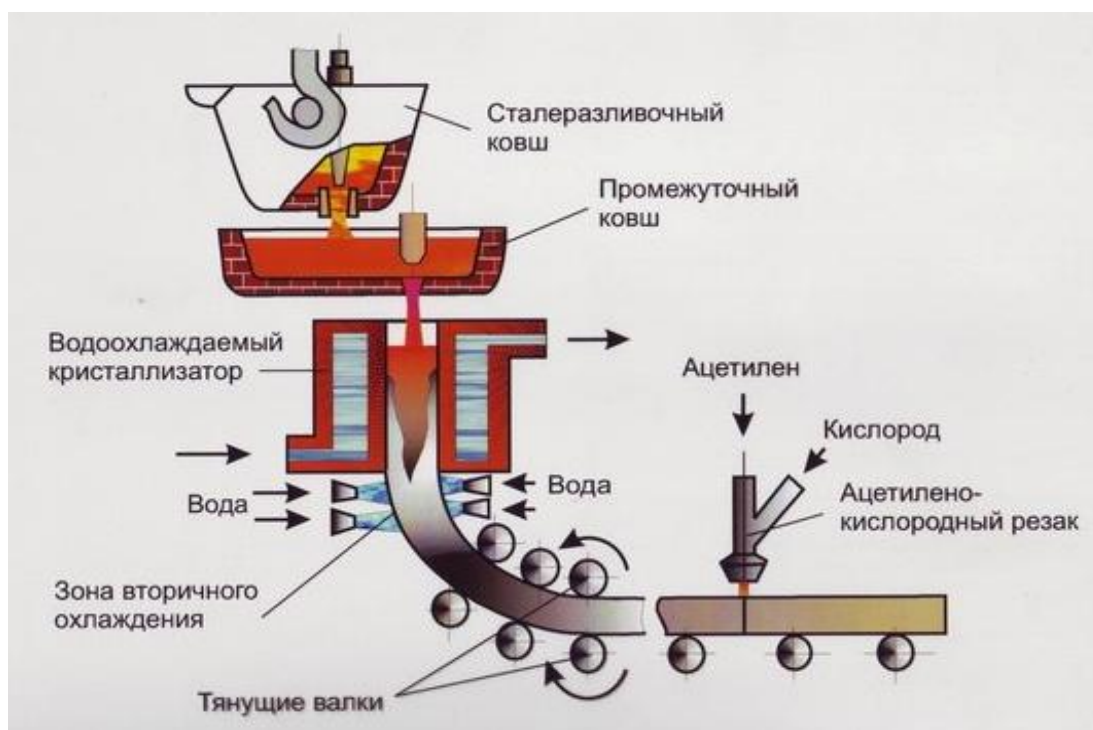


Рисунок 2– Схема непрерывной разливки стали на одноручьевой криволинейной МНЛЗ с прямым кристаллизатором

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Лист

13

Окончание разливки и резка металла на слябы.

Окончание разливки производят только на мерной длине сляба, с учетом обрезки хвостовой части сляба длиной 0,70 м.

#### 1.3.4 Отличительные особенности производства и легирования стали марки А32

Сталь марки А32 относится к судостроительным сталям повышенной прочности с гарантированным пределом текучести 320 МПа. Содержание углерода в судостроительных сталях повышенной прочности класса А не должно превышать 0,22%. Содержание углерода влияет на свариваемость сталей, А32 сваривается без ограничений т.к. имеет содержание углерода не более 0,18%. Главным легирующим элементом данной марки стали является Mn который должен быть в коридоре от 0,9% до 1,6%. С повышением массовой доли марганца увеличивается временное сопротивление, возрастают предел текучести (в меньшей степени) и ударная вязкость и сдвигается порог хрупкости в сторону низких температур, снижает риск красноломкости. Марганец благоприятно влияет на ковкость и свариваемость.

#### 1.3.5 Контроль качества продукции

Контроль химического состава и температуры металла в ДСП.

Отбор проб металла производят пробоотборниками марок SAE 1200/900, SAE 1200/900 P6 или ПМ-39, ПН-10-900. Замер температуры металла выполняют разовыми термопарами марок ТС 360312, СЕ 36011290 или ПТПР-91-900. Первый замер температуры производят после полного расплавления металлошихты. Последний замер температуры производят не ранее чем за 3 мин до выпуска. Последнюю пробу отбирают не ранее, чем за 10 мин до выпуска плавки. При необходимости вместе с последней пробой отбирают стержневую пробу для определения газов. Проба металла не должна содержать шлак.

В случае появления на пробе шлаковых включений, трещин и других дефектов – пробу бракуют и отбирают новую. Перед взятием пробы металла и шлака из печи прекращается подача кислорода, углеродсодержащего материала и шлакообразующих материалов.

Пробы металла на химический анализ после отбора и охлаждения подручный или сталевар передает по пневмопочте в лабораторию экспресс-анализа и сообщает лаборанту номер плавки и номер пробы.

Контроль качества при обработке металла на АКП производится тоже путем взятия проб только намного чаще чем ДСП т.к. на данном агрегате необходимо получить готовый расплав, который в последующем будет передан на разливку.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		14

## 2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

### 2.1 Назначить и рассчитать технологические параметры выплавки

Под нормированием технологических процессов понимают назначение технически обоснованных норм времени на продолжительность выполнения операций [3 с 26].

Технически обоснованной нормой времени называют время выполнения технологической операции в определённых организационно – технических условиях, наиболее благоприятных для данного типа производства. На основе технически обоснованных норм времени устанавливают расценки, определяют производительность труда, осуществляют планирование производства и т.п [4 с110]. Продолжительность плавки в печи составляет 50 минут, обработки стали в печи – 45 минут, разливки на МНЛЗ – 60 минут. Подробная разметка технологического процесса по времени представлена в таблице 2.

Таблица 2 – Продолжительность операций в ЭСПЦ-2

Операция	Длительность, мин
Завалка, плавление, доводка	42
Выпуск	6
Заправка, замена электродов	12
Передача ковша на АКП	15
Обработка на АКП	45
Смена стальной ковше	2
Разливка на МНЛЗ	60

Общая продолжительность цикла получения стали не превышает трех часов. 120-тонная дуговая сталеплавильная печь полностью соответствует одноручевой машине непрерывного литья заготовок, в отличие от предыдущих мартеновских печей, которые не обеспечивали непрерывную работу, а позволяли разливать сталь небольшими сериями.

### 2.2 Энергоемкость оборудования

Энергоемкость оборудования (ДСП-120) – это затраты энергии для производства 1 тонны стали (полупродукта) (кВт·ч/т).

При заданном объеме производства (700 тыс.т в год), среднем расходе электроэнергии на 1 плавку (49,73 МВт при средней продолжительности плавки 42 мин) можно определить затраты энергии на 1 т стали.

$$W=(49,73 \cdot 1000)/117=425 \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}$$

Энергоемкость ДСП-120 при объеме производства 700 тыс. тонн будет равна:

$$\omega=425 \cdot 10^3 \cdot 700000=297,5 \cdot 10^9 \text{ Вт.}$$

### 2.3 Материальный баланс плавки

Таблица 3 - Химический состав стали А32 (ГОСТ Р 52927-2008), %

Предел	C	Mn	Si	Cr	Cu	Ni	Mo	Al	V	S	P	Fe
Нижний	н.б.	0,90	0,15	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	0,020	0,05	н.б.	н.б.	96,38
Верхний	0,18	1,60	0,50	0,30	0,35	0,40	0,08	0,060	0,10	0,025	0,025	

#### 2.3.1 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.

Группы отходов выбираются на основании прил. 1 - 4. 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 сложнелегированный сортамент. В условиях современного производства предпочтительнее выплавлять в ДСП углеродистый полупродукт с последующим легированием (рафинированием) 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, У - 11.

Следовательно, шихта для выплавки заданной марки стали может быть составлена из материалов, химический состав которых предоставлен в таблице 4. Состав шихты предоставлен в таблице 5.

												Лист
												16
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата								

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

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.

Таблица 4 - 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	98,5
У - 11	1,1	0,25	0,25	0,03	0,028	0,2	0,25	-	-	-	-	0,25	-	97

Таблица 5 - Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов						
		C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni
А - 2	65100	130,2000	130,2000	195,3000	19,5300	19,5300	130,2000	97,6500
У - 11	39900	438,9000	99,7500	99,7500	11,9700	11,1720	79,8000	99,7500
Всего	105000	569,1000	229,9500	295,0500	31,5000	30,7020	210,0000	197,4000
Всего %	100	0,5420	0,2190	0,2810	0,0300	0,0292	0,2000	0,1880

Продолжение таблицы

Материал	Масса	Содержание элементов						
		Ti	Al	W	V	Cu	Mo	Fe
А - 2	65100	19,5300	26,0400	52,0800	32,5500	13,0200	130,2000	64103,9700
У - 11	39900	0,0000	0,0000	0,0000	0,0000	0,0000	99,7500	38959,1580
Всего	105000	19,5300	26,0400	52,0800	32,5500	13,0200	229,9500	103063,1280
Всего %	100	0,0186	0,0248	0,0496	0,0310	0,0124	0,2190	98,1554

Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, представлен в таблице 6 и таблице 7.

Таблица 6 - Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, которые предлагается 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

Продолжение таблицы 6

Магnezит	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 7 - 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
FeV40	0,30	2,0	-	0,10	0,10	-	-	-	40,00	-	4,0	52,079
A 97	-	0,01	-	-	-	-	-	-	-	-	99,98	0,01

2.3.2 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 8

Таблица 8 - 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 9.

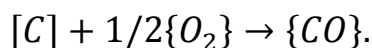
Таблица 9 - Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C	569,100	113,820	455,280	0,4452
Si	229,950	229,950	0	0
Mn	295,050	206,535	88,515	0,0865
P	31,500	0	31,500	0,0308
S	30,702	0	30,702	0,0300
Cr	210,000	42,000	168,000	0,1643

Продолжение таблицы 9

Ni	197,400	2,961	194,439	0,1901
Ti	19,530	19,530	0	0,0000
W	26,040	0	26,040	0,0255
Al	52,080	52,080	0	0
Mo	32,550	0	32,550	0,0318
V	13,020	0	13,0200	0,0127
Cu	229,950	0	229,9500	0,2248
Fe	103063,128	2061,2626	101001,8654	98,7582
Всего	105000,000	2728,1386	102271,8614	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

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

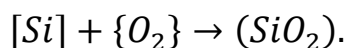
Углерод. Образуется CO(3):

$$m_{CO} = \frac{m_C}{v_C \cdot \mu_C} \cdot v_{CO} \cdot \mu_{CO} = \frac{113,82 \cdot 28}{12} = 265,58 \text{ кг} \quad (3)$$

Потребуется кислорода на окисление углерода

$$m_{O_2}(C) = m_{CO} - m_C = 265,58 - 113,82 = 151,76 \text{ кг}$$

Кремний. Окисление кремния происходит по реакции



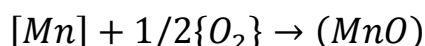
Образуется кремнезема:

$$m_{SiO_2} = \frac{m_{Si}}{v_{Si} \cdot \mu_{Si}} \cdot v_{SiO_2} \cdot \mu_{SiO_2} = \frac{229,95 \cdot 60}{28} = 492,75 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление кремния:

$$m_{O_2}(Si) = m_{SiO_2} - m_{Si} = 492,75 - 229,95 = 262,8 \text{ кг}$$

Марганец. Окисление марганца происходит по реакции:



Образуется (MnO):

$$m_{MnO} = \frac{m_{Mn}}{v_{Mn} \cdot \mu_{Mn}} \cdot v_{MnO} \cdot \mu_{MnO} = \frac{206,535 \cdot 71}{55} = 266,617 \text{ кг}$$

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

С газами теряется  $\frac{266,617 \cdot 20}{100} = 53,323$  кг MnO, из них  $\frac{206,535 \cdot 20}{100} = 41,307$  Mn.

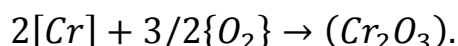
В шлак переходит  $\frac{266,617 \cdot 80}{100} = 213,293$  кг MnO, из них  $\frac{206,535 \cdot 80}{100} = 165,22$  Mn.

потребуется кислорода на окисление марганца

$$m_{O_2}(Mn) = m_{MnO} - m_{Mn} = 266,617 - 206,535 = 60,08 \text{ кг}$$

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

Хром. Окисление хрома происходит по реакции



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

$$m_{Cr_2O_3} = \frac{m_{Cr}}{v_{Cr} \cdot \mu_{Cr}} \cdot v_{Cr_2O_3} \cdot \mu_{Cr_2O_3} = \frac{42 \cdot 152}{104} = 61,385 \text{ кг}$$

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

С газами теряется  $\frac{61,385 \cdot 20}{100} = 12,277$  кг Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, из них  $\frac{42 \cdot 20}{100} = 8,4$  кг Cr.

В шлак переходит  $\frac{61,385 \cdot 80}{100} = 49,108$  кг Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, из них  $\frac{42 \cdot 80}{100} = 33,6$  кг Cr.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		20



Потребуется кислорода на окисление хрома

$$m_{O_2}(Cr) = m_{Cr_2O_3} - m_{Cr} = 61,385 - 42 = 19,385 \text{ кг}$$

Никель, Считаем что во время плавления в зоне электрических дуг испаряется 1,5% никеля, имеющегося в шихте. Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 2,961 кг.

Титан. Оксид титана полностью переходит в шлак.

Образуется  $TiO_2$

$$m_{TiO_2} = \frac{m_{Ti}}{v_{Ti} \cdot \mu_{Ti}} \cdot v_{TiO_2} \cdot \mu_{TiO_2} = \frac{19,53 \cdot 80}{48} = 32,55 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление титана

$$m_{O_2}(Ti) = m_{TiO_2} - m_{Ti} = 32,55 - 19,53 = 13,02 \text{ кг}$$

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

Алюминий. Образуется глинозема:

$$m_{Al_2O_3} = \frac{m_{Al}}{v_{Al} \cdot \mu_{Al}} \cdot v_{Al_2O_3} \cdot \mu_{Al_2O_3} = \frac{52,08 \cdot 102}{54} = 94,595 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление алюминия:

$$m_{O_2}(Al) = m_{Al_2O_3} - m_{Al} = 94,959 - 52,08 = 42,515 \text{ кг}$$

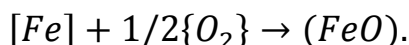
Молибден, медь, ванадий. Принимаем что в период плавления эти элементы из шихты не удаляются. Допускаем, что ванадий не окисляется по причине небольшого содержания в шихте.

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

Образуется, оксидов железа в пересчете на  $FeO$

$$m_{FeO} = \frac{m_{Fe}}{v_{Fe} \cdot \mu_{Fe}} \cdot v_{FeO} \cdot \mu_{FeO} = \frac{2061,2626 \cdot 72}{56} = 2650,195 \text{ кг}$$

по реакции



										Лист
										21
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

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

С газами теряется  $\frac{2650,195 \cdot 80}{100} = 2120,156 \text{ кг FeO}$ , из них  $\frac{2061,2626 \cdot 80}{100} = 1649,01 \text{ кг Fe}$ .

В шлак переходит  $\frac{2650,195 \cdot 20}{100} = 530,039 \text{ кг FeO}$ , из них  $\frac{2061,2626 \cdot 20}{100} = 412,253 \text{ кг Fe}$ .

Потребуется кислорода на окисление железа

$$m_{O_2}(Fe) = m_{FeO} - m_{Fe} = 2650,195 - 2061,2626 = 588,932 \text{ кг}$$

Металл. В конце периода плавления в печи остается следующее количество металла (с учетом угаров элементов): 102271,8614 кг, содержание углерода в металле составит 0,4452%.

Содержание кислорода в металле определяем по формуле

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

Содержание кислорода в металле  $[O] = - \left( \frac{0,00216}{[C]} \right) + 0,00884 = 0,0040\%$

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

$$\frac{102271,8614 + x}{x} = \frac{100}{0,0040'}$$

Где  $x$  - искомая величина, кг:

102271,8614 +  $x$  - масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

0,0040 - содержание кислорода в металле, %.

$$x = 4,091 \text{ кг}$$

### 2.3.3 Шлакообразование

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

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

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

$m_j$  - расход шлакообразующего  $j$ , кг

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

									Лист
									22
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				

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

$$CaO = \frac{2000 \cdot 80}{100} = 1600$$

$$SiO_2 = \frac{2000 \cdot 1,3}{100} = 26;$$

$$MgO = \frac{2000 \cdot 2}{100} = 40;$$

$$Al_2O_3 = \frac{2000 \cdot 0,8}{100} = 16;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{2000 \cdot 0,2}{100} = 4;$$

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  $Fe_2O_3$  соответственно, кг;

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

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

В пересчете на FeO (5):

$$\frac{4 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 3,6 \text{ кг.}$$

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

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

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

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

где  $m_0$  - масса печи, кг.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		23

Расход магнезитового порошка равен (6):

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

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:

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

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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		24

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:

$$SiO_2 - 492,75;$$

$$MnO - 213,293;$$

$$Cr_2O_3 - 49,108;$$

$$TiO_2 - 32,55;$$

$$Al_2O_3 - 42,515;$$

$$FeO - 530,039;$$

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

$$\frac{(102271,8614 + 3,6) \cdot 6}{100} = 6136,528 \text{ кг},$$

где (102271,8614+3,6) - масса с учетом содержания кислорода, кг; шлак составляет 6% от массы металла.

Определяем количество FeO а шлаке:

$$\frac{6136,528 \cdot 15,1}{100} = 926,62 \text{ кг}.$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		25

Это количество вносится известью, футеровкой, оксидами из металлической ванны и рудой. Известью, футеровкой и оксидами из металлической ванны в шлак внесено  $3,6+10,591+530,039=544,23$  кг FeO.

Тогда руда внесет

$$926,62 - 544,23 = 382,39 \text{ кг FeO.}$$

На образование такого количества FeO потребуется:

железа (1)  $\frac{382,39 \cdot 56}{72} = 297,414$  кг и кислорода (2)  $382,39 - 297,414 = 84,976$  кг.

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

- 1) на окисление углерода - 151,76;
- 2) на окисление кремния - 262,8;
- 3) на окисление марганца - 60,8;
- 4) на окисление хрома - 19,385;
- 5) на окисление титана - 13,02;
- 6) на окисление алюминия - 42,515;
- 7) на окисление железа - 588,932;
- 8) на окисление электродов - 720,72;
- 9) на насыщение металла - 3,6;
- 10) на образование FeO - 84,976.

Всего 1948,508.

В период плавления часть кислорода усваивается жидким металлом из печной атмосферы, а часть вносится железной рудой, остальная часть подается с помощью кислородного инжектора.

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

Если принять приближенно, что продолжительность плавления в 100 - тонной печи составит 40 минут, то за это время усвоиться кислорода  $20 \cdot 24,630 \cdot 0,667 = 328,401$  кг ( $24,630 = \frac{\pi \cdot 5,6^2}{4}$  - общая суммарная поверхность ванны на уровне откосов, м<sup>2</sup>). Следовательно, с железной рудой и газообразным кислородом необходимо внести  $1948,508 - 328,401 = 1620,107$  кг.

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

$$\frac{1620,107 \cdot 100}{27,7} = 5848,762 \text{ кг,} \quad (8)$$

где 1620,107 - необходимо внести кислорода с железной рудой, кг;

27,7 - содержание кислорода в руде, % (см. таблицу 13).

									Лист
									26
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Руда, кроме кислорода, вносит железа:

$$\frac{5848,762 \cdot 62,3}{100} = 3643,779 \text{ кг,}$$

из них 297,414 кг остается в шлаке в виде FeO, следовательно, переходит в металл железа  $3643,779 - 297,414 = 3346,365$  кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{5848,762 \cdot 0,1}{100} = 5,848;$$

$$MgO = \frac{5848,762 \cdot 0,3}{100} = 17,546;$$

$$SiO_2 = \frac{5848,762 \cdot 5,25}{100} = 307,06;$$

$$P_2O_5 = \frac{5848,762 \cdot 0,15}{100} = 8,773;$$

$$Al_2O_3 = \frac{5848,762 \cdot 4,1}{100} = 239,8;$$

$$S = \frac{5848,762 \cdot 0,1}{100} = 5,848.$$

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака и металла (таблица 10 и таблица 11) в конце плавления без учета дефосфорации, с учетом кислорода, растворенного в металле, и применения железной руды (агломерата).

Таблица 10 - 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	26	1600	-	3,6	-	16	40	-	-	-	1685,6
Футеровка ванны	17,65	5,88	-	10,59	-	5,88	547,18	-	-	-	587,18
Электрод	2,373	0,496	-	-	-	1,33	-	-	-	-	4,199
Окислы из металлической ванны	492,75	-	213,29	530,039	49,108	42,515	-	32,55	-	-	1360,25

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР						Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата							27

Продолжение таблицы 10

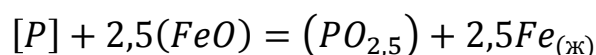
Руда	307,06	5,848	-	382,39	-	239,8	17,546	-	8,773	5,848	967,265
Всего	845,833	1600	213,29	926,619	49,108	305,52	604,72	32,55	8,773	5,848	4592,27
Всего %	18,419	34,841	4,645	20,178	1,069	6,653	13,168	0,709	0,191	0,127	100

Таблица 11 - 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	569,100	-	-	113,82	455,28	0,431
O	-	4,091	-	-	4,091	0,004
Si	229,95	-	229,95	-	0	0
Mn	295,05	-	165,22	41,307	88,523	0,084
P	31,5	-	-	-	31,5	0,030
S	30,702	-	-	-	30,702	0,029
Cr	210,00	-	33,6	8,4	168	0,159
Ni	197,40	-	-	2,961	194,439	0,184
Ti	19,530	-	19,53	-	0	0
Al	52,080	-	52,08	-	0	0
W	26,040	-	-	-	26,04	0,025
Cu	229,950	-	-	-	229,95	0,218
V	13,020	-	-	-	13,02	0,012
Mo	32,550	-	-	-	32,55	0,031
Fe	103063	3346,365	412,25	1649	104348,2	98,794
Всего	105000	3350,456	912,63	1815,5	105622,3	100

2.3.4 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 16):

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

где (RO) – содержание оксида RO в шлаке (см. таблицу 8), %

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

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

Таблица 12 – 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 <sub>RO</sub>	56	60	71	72	40	102	152	80	71	-
n <sub>RO</sub>	0,622	0,307	0,065	0,280	0,329	0,065	0,007	0,009	0,003	1,688
X <sub>RO</sub>	0,369	0,182	0,039	0,166	0,195	0,039	0,004	0,005	0,002	1,000
n <sub>R+</sub>	0,622	0,307	0,065	0,280	0,329	0,130	0,014	0,009	0,003	1,760
X <sub>R+</sub>	0,353	0,174	0,037	0,159	0,187	0,074	0,008	0,005	0,002	1,000

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

$$\begin{aligned} \lg \gamma_{FeO} &= \frac{1000}{T} \cdot [2,18 \cdot X_{Mn} \cdot X_{Si} + 5,9 \cdot (X_{Ca} + X_{Mg}) \cdot X_{Si} + 10,5 \cdot X_{Ca} \cdot X_P] = \\ &= \frac{1000}{1873} \cdot [2,18 \cdot 0,037 \cdot 0,174 + 5,9 \cdot (0,353 + 0,187) \cdot 0,174 + 10,5 \cdot 0,353 \cdot 0,002] = \\ &= 0,307 \end{aligned}$$

$$\gamma_{FeO} = 2,028$$

$$\lg \gamma_{PO_{2,5}} \approx \lg \gamma_{FeO} - \frac{10500}{1873} \cdot X_{Ca} = 0,307 - \frac{10500}{1873} \cdot 0,353 = -1,67$$

$$\gamma_{PO_{2,5}} = 0,021$$

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

$$\begin{aligned} \lg f_p &= e_p^C \cdot [C] \cdot e_p^O \cdot [O] + e_p^{Si} \cdot [Si] - e_p^{Mn} \cdot [Mn] + e_p^P \cdot [P] + e_p^S \cdot [S] - \\ &- e_p^{Cr} \cdot [Cr] - e_p^{Ni} \cdot [Ni] + e_p^{Ti} \cdot [Ti] - e_p^W \cdot [W] + e_p^{Al} \cdot [Al] - e_p^{Mo} \cdot [Mo] - \\ &- e_p^{Cu} \cdot [Cu] \mp e_p^V \cdot [V] = 0,13 \cdot 0,431 + 0,13 \cdot 0,004 - 0,032 \cdot 0,084 + \end{aligned}$$

$$+0,062 \cdot 0,030 + 0,028 \cdot 0,029 - 0,044 \cdot 0,159 - 0,0059 \cdot 0,184 + \\ +0,023 \cdot 0,025 - 0,017 \cdot 0,031 - 0,042 \cdot 0,218 - 0,035 \cdot 0,012 = 0,039;$$

$$f_p = 1,093$$

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,

$$L_P = \frac{31 \cdot 0,163 \cdot 1,093 \cdot (0,166 \cdot 2,028)^{2,5} \cdot 1,688}{0,021} = 29,192.$$

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

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

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

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

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

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

$$[P_K] = \frac{100 \cdot 0,030 + \frac{4292,27}{105622,3} \cdot 100 \cdot 0,191 \cdot \frac{31}{71}}{100 + \frac{4292,27}{105622,3} \cdot 100 \cdot 29,192} = 0,015.$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции:

$$\frac{105622,3 - x}{31,5 - x} = \frac{100}{0,015},$$

где  $x$  - искомая величина, кг;

$105622,3 - x$  - масса металла с учетом окисления фосфора, кг;

$31,5 - x$  - масса фосфора в металле с учетом окисления фосфора, кг;

0,009 - содержание фосфора в металле, %

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист 30
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$x = 15,66 \text{ кг.}$$

При этом образуется  $P_2O_5$  (1)

$$\frac{15,66 \cdot 142}{62} = 35,866 \text{ кг.}$$

На окисление фосфора потребуется кислорода (2)  $35,866 - 15,66 = 20,206 \text{ кг.}$

На окисление фосфора потребуется руды (8)  $\frac{20,206 \cdot 100}{27,7} = 72,946 \text{ кг.}$

Руда, кроме кислорода вносит железа (9)  $\frac{72,946 \cdot 62,3}{100} = 45,445 \text{ кг.}$

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{72,946 \cdot 0,10}{100} = 0,073;$$

$$MgO = \frac{72,946 \cdot 0,30}{100} = 0,219;$$

$$SiO_2 = \frac{72,946 \cdot 5,25}{100} = 3,83;$$

$$P_2O_5 = \frac{72,946 \cdot 0,15}{100} = 0,109;$$

$$Al_2O_3 = \frac{72,946 \cdot 4,10}{100} = 2,991;$$

$$S = \frac{72,946 \cdot 0,10}{100} = 0,073.$$

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака в конце плавления.

Таблица 13 - Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Σ
Известь	26	1600	-	3,6	-	16	40	-	-	-	1685,6
Футеровка ванны	17,65	5,88	-	10,59	-	5,88	547,18	-	-	-	587,18
Электрод	2,373	0,496	-	-	-	1,33	-	-	-	-	4,199
Окислы из мет.ванны	492,75	-	213,29	530,039	49,108	42,515	-	32,55	35,866	-	1396,118

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						31

Продолжение таблицы 13

Руда	310,89	5,848	-	382,39	-	242,79	17,765	-	8,882	5,921	974,486
Всего	849,663	1612,2	213,29	926,619	49,108	308,51	604,94	32,55	44,748	5,921	4647,583
Всего %	18,282	34,690	4,589	19,938	1,057	6,638	13,016	0,700	0,963	0,127	100

С учетом кислорода, растворенного в металле, применения железной руды (агломерата) и процентный состав металла (по расплавлению шихты) представлен в таблице 14.

Таблица 14 - Баланс периода плавления, кг

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле %
C	569,100	-	-	113,82	455,3	0,431
O	-	4,091	-	-	4,1	0,004
Si	229,95	-	229,95	-	0,0	0,000
Mn	295,05	-	165,22	41,307	88,5	0,084
P	31,5	-	15,66	-	15,840	0,015
S	30,702	-	-	-	30,7	0,029
Cr	210,00	-	33,6	8,4	168,0	0,159
Ni	197,40	-	-	2,961	194,4	0,184
Ti	19,530	-	19,53	-	0,0	0,000
Al	52,080	-	52,08	-	0,0	0,000
W	26,040	-	-	-	26,0	0,025
Cu	229,950	-	-	-	230,0	0,218
V	13,020	-	-	-	13,0	0,012
Mo	32,550	-	-	-	32,6	0,031
Fe	103063,128	3345,8	412,253	1649,01	104347,68	98,808
Всего	105000	3349,9	928,293	1815,498	105606,12	100

Определение количества и состава газов в период плавления

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

Объем кислорода в воздухе:

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

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

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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		32

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:

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

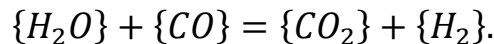
Влажность атмосферного воздуха:

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

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:

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

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

Для этого необходима окись углерода в количестве:

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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		33

## Суммарный материальный баланс периода плавления

Израсходовано, кг:

- а) шихты - 105000, из нее:
    - отходы А - 2- 65100;
    - отходы У - 11 - 39900;
  - б) шлакообразующих - 2000, в том числе извести - 2000;
  - в) футеровка ДСП - 588,365, в том числе магнезита - 588,365;
  - г) электродов - 420;
  - д) руды - 5921,708, в том числе:
    - 1) на окисление - 5848,762,
    - 2) на дефосфорацию - 72,946:
  - е) воздуха - 1443,322, в том числе:
    - 1) кислорода - 328,401,
    - 2) азота - 1099,430,
    - 3) влаги - 15,491.
- Всего : 115373,395.

Получено, кг:

- а) металла - 105606,12;
  - б) шлака - 4647,583;
  - в) пыли - 2188,717, в том числе:
    - 1) MnO - 53,323,
    - 2) Cr<sub>3</sub>O<sub>3</sub> - 12,277,
    - 3) Ni - 2,961,
    - 4) FeO - 2120,156
  - г) газов - 2705,06, в том числе:
    - 1) CO - 920,623 (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: 115147,48.

Невязка -  $115373,395 - 115147,48 = 225,915$  кг или  $\frac{225,915}{115373,395} \cdot 100 = 0,196\%$ .

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		34

### 2.3.5 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.

Таблица 15 - 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 16.

Таблица 16 - Химический состав металла в конце окислительного периода, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C**	455,3	297,337	157,963	0,152
Si	0,0	0	0	0,000
Mn	88,5	60,18	28,32	0,027
P	15,840	0	15,84	0,015
S	30,7	0	30,7	0,030
Cr	168,0	26,88	141,12	0,136
Ni	194,4	0	194,4	0,188
Ti	0,0	0	0	0,000
Al	0,0	0	0	0,000
W	26,0	0	26	0,025
Cu	230,0	0	230	0,222
V	13,0	0	13	0,013
Mo	32,6	0	32,6	0,031
Fe	104347,68	1565,21	102782,49	99,161
Всего	105606,12	1949,607	103652,43	100

\*\* Для гарантированного получения заданного состава стали необходимо получить в конце обезуглероживания содержание углерода в металле 0,15%.

Тогда массу окисляющегося углерода определяем по пропорции:

$$\frac{105606,12 - m_{\Delta C}}{455,3 - m_{\Delta C}} = \frac{100}{0,15},$$

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

$105606,12 - m_{\Delta C}$  - масса металла с учетом угара углерода;

$455,3 - m_{\Delta C}$  - масса углерода с учетом его окисления.

$$m_{\Delta C} = 297,337 \text{ кг.}$$

Углерод при окислении образует оксид углерода CO (1)

$$\frac{297,337 \cdot 28}{12} = 693,786 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода (2)  $693,786 - 297,337 = 396,45$  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)

$$\frac{60,18 \cdot 28}{12} = 140,42 \text{ кг.}$$

Испариться MnO

$$140,42 \cdot \frac{20}{100} = 28,084 \text{ кг,}$$

из них Mn

$$60,18 \cdot \frac{20}{100} = 13,636 \text{ кг.}$$

Перейдет MnO в шлак

$$140,42 - 28,084 = 112,336 \text{ кг,}$$

из них Mn:

$$60,18 - 13,636 = 46,817 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		36



Потребуется кислорода для окисления всего марганца (2)

$$140,42 - 60,18 = 72,24 \text{ кг.}$$

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  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  (1)

$$\frac{26,88 \cdot 152}{104} = 39,286 \text{ кг.}$$

Испариться  $\text{Cr}_2\text{O}_3$

$$39,286 \cdot \frac{5}{100} = 1,964 \text{ кг,}$$

из них Cr:

$$26,88 \cdot \frac{5}{100} = 1,344 \text{ кг Cr.}$$

Перейдет в шлак

$$39,286 - 1,964 = 37,322 \text{ кг } \text{Cr}_2\text{O}_3$$

из них Cr

$$26,88 - 1,344 = 25,536 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода на окисление всего хрома (2)

$$39,286 - 26,88 = 12,406 \text{ кг.}$$

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

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

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

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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		37

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

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

$$\frac{1565,2 \cdot 72}{56} = 2012,4 \text{ кг.}$$

Испариться FeO

$$2012,4 \cdot \frac{70}{100} = 1408,68 \text{ кг,}$$

из них Fe

$$1565,2 \cdot \frac{70}{100} = 1095,64 \text{ кг.}$$

Перейдет в шлак

$$2012,4 - 1408,68 = 603,72 \text{ кг FeO}$$

из них Fe

$$1565,2 - 1095,64 = 469,56 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода для окисления всего железа (2)

$$2012,4 - 1565,2 = 447,2 \text{ кг.}$$

Металл. В конце окислительного периода в печи остаются следующие количество металла (с учетом угара элементов) - 103652,43 кг (см. таблицу 20), содержание углерода в металле составит 0,152% (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)

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,152}{0,152} = 0,0290\%.$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		38

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

$$\frac{103652,43 + x}{x} = \frac{100}{0,0290}'$$

где  $x$  - искомая величина, кг;

$103652,43 + x$  - масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

$0,0290$  - содержание кислорода в металле, %,

$$x = 30,068 \text{ кг.}$$

В конце периода плавления в металле было  $4,091$  кг кислорода, следовательно, на насыщение металла пошло  $30,068 - 4,091 = 25,977$  кг.

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

1) на окисление углерода -  $396,2$ ;

2) на окисление марганца -  $72,24$  ;

3) на окисление хрома -  $12,406$ ;

4) на окисление железа -  $447,2$ ;

5) на насыщение металла -  $25,977$ ;

Всего -  $954,023$ .

Из опыта известно что примерно  $30\%$  окисляются кислородом ( $FeO$ ), а остальные  $70\%$  - газообразным кислородом, вдуваемым в жидкий металл.

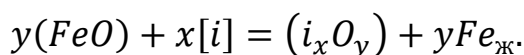
( $FeO$ ) идет на окисление углерода, марганца, хрома и насыщение металла.

Следовательно ( $FeO$ ):

$$(396,2 + 72,24 + 12,406 + 25,977) \cdot \frac{30}{100} = 152,047 \text{ кг кислорода,}$$

а газообразный кислород внесет  $954,023 - 152,047 = 801,976$  кг кислорода.

( $FeO$ ) окисляется по реакции:



На это расходуется  $FeO$

$$\frac{152,047 \cdot 72}{16} = 684,212 \text{ кг,}$$

где  $152,047$  - масса кислорода, вносимого  $FeO$ ;

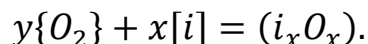
$72$  и  $16$  - молекулярные массы  $FeO$  и  $O$ , соответственно.

									Лист
									39
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				

При этом в металл переходит железо в количестве:

$$684,212 - 152,047 = 532,165 \text{ кг.}$$

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 усвоится кислорода:

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

Следовательно, кислородным инжектором необходимо внести кислорода:

$$801,976 - 164,0358 = 637,940 \text{ кг.}$$

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

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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		40

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:

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

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

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 637,940 кг. Для того, чтобы внести такое количество кислорода необходимо израсходовать в окислительный период технического кислорода, при 95% - ном усвоении:

$$\frac{637,940 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 674,890 \text{ кг,}$$

где 637,940 - необходимо внести кислорода с техническим кислородом, кг;

99,5 и 95 - содерж. кислорода в техническом кислороде и его усвоение, %.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		41

Количество неусвоенного кислорода

$$\frac{674,890 \cdot 5}{100} = 33,744 \text{ кг};$$

техническим кислородом так же вносит азот

$$\frac{674,890 \cdot 0,5}{100} = 3,37 \text{ кг},$$

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:

$$m\{CO_2\} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} = \frac{33,744}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 92,796 \text{ кг}.$$

Для этого потребуется  $\{CO\}$  в количестве  $92,796 - 33,744 = 59,052$  кг.

На основании полученных данных составляем баланс металла окислительного периода (таблица 17 и таблица 18).

Таблица 17 - 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
Плавильный шлак	849,663	1612,2	213,29	926,619	49,108	308,51	604,94	32,55	44,74	5,921	4647,583
Окислы из металлической ванны	-	-	112,336	603,72	37,322	-	-	-	-	-	753,378
Перешло в металл	-	-	-	-684,21	-	-	-	-	-	-	-684,212
Всего	849,663	1612,200	325,626	846,127	86,430	308,510	604,940	32,55	44,75	5,921	4716,715
Всего %	18,014	34,181	6,904	17,939	1,832	6,541	12,825	0,690	0,949	0,126	100

Таблица 18 - Баланс окислительного периода, кг

Элемент	Металл периода плавления	Перешло в металл	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле %
C	455,3	-	-	297,337	157,963	0,152
O	4,1	25,997	-	-	30,097	0,029
Si	0,0	-	-	-	0	0,000

Продолжение таблицы 18

Mn	88,5	-	46,817	13,636	28,047	0,027
P	15,840	-	-	-	15,84	0,015
S	30,7	-	-	-	30,7	0,029
Cr	168,0	-	25,536	1,344	141,12	0,135
Ni	194,4	-	-	-	194,4	0,187
Ti	0,0	-	-	-	0	0,000
Al	0,0	-	-	-	0	0,000
W	26,0	-	-	-	26	0,025
Cu	230,0	-	-	-	230	0,221
V	13,0	-	-	-	13	0,012
Mo	32,6	-	-	-	32,6	0,031
Fe	104347,68	483,869	469,56	1095,64	103266,349	99,136
Всего	105606,12	509,736	541,913	1407,96	104166,116	100

Суммарный материальный баланс периода плавления:

Израсходовано, кг

а) металла - 105606,12;

б) шлака - 4647,583;

в) технического кислорода - 674,890, в том числе:

1) кислорода - 671,52 (включая неусвоенный),

2) азота - 3,37;

г) воздуха - 721,664, в том числе:

1) кислорода - 164,201,

2) азота - 549,715,

3) влаги 7,745.

Всего: 111650,257.

Получено, кг;

а) металла - 104166,116;

б) шлака - 4716,715;

в) пыли - 1438,728

1) MnO - 28,084,

2) Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 1,964

3) FeO - 1408,68

г) газов - 1288,844, в том числе:

1) CO - 622,686 (от окисления металла с учетом догорания до CO<sub>2</sub>)

2) CO<sub>2</sub> - 111,729 (с учетом догорания до CO),

3) N<sub>2</sub> - 553,568,

4) H<sub>2</sub> - 0,861.

Всего: 111610,403.

Невязка - 111650,257-111610,406=39,854 кг или  $\frac{39,854}{111650,257} \cdot 100 = 0,036\%$ .

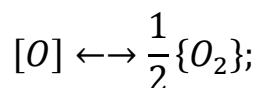
Полученная невязка находится в допустимых пределах.

										Лист
										43
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					

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

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

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



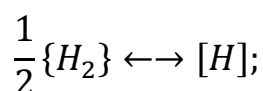
$$K_o = \frac{p_{O_2}^{1/2}}{[O]}; \lg K_o = -\frac{6119}{T} - 0,151.$$

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

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

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

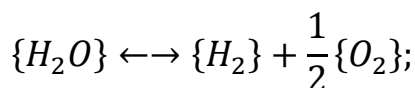
Определим равновесное содержание водорода в металле  $[H]_{\text{равн}}$ :



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

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

На границе - газ существует равновесие:



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

										Лист
										44
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					



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

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

Предельное (стационарное) содержание водорода:

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

Определяем содержание водорода в металле, используя пропорцию:

$$\frac{104166,116 + x}{x} = \frac{100}{1,497 \cdot 10^{-3}}$$

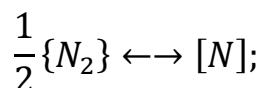
где  $x$  – искомая величина, кг;

$104166,116+x$  – масса металла с учетом содержания водорода, кг;

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

$$x = 1,559 \text{ кг.}$$

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



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

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

Равновесная концентрация азота:

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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45

Предельное стационарное содержание азота:

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

Определяем содержание азота в металле, используя пропорцию:

$$\frac{104166,116 + x}{x} = \frac{100}{3,566 \cdot 10^{-9}}$$

где  $x$  – искомая величина, кг;

$104166,116 + x$  - масса металла с учетом содержания водорода и азота, кг;

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

$$x = 3,714 \cdot 10^{-6} \text{ кг.}$$

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

### 2.3.6 Обработка стали в печи-ковше

Обработка стали на установке печь–ковш является неотъемлемой частью технологии производства высококачественного металла, обеспечивая увеличение производительности сталеплавильных агрегатов, экономию энергетических и материальных затрат, включая электроэнергию, электроды, огнеупорные материалы и ферросплавы, повышение степени рафинирования стали от вредных примесей, гомогенизацию и стабилизацию металла по температуре и химическому составу, способствует расширению сортамента стали. Печь–ковш облегчает согласование работы сталеплавильных агрегатов, так как является буферной емкостью между ними и МНЛЗ, что особенно важно при разливке стали сериями плавок, способствующей повышению выхода годного металла [8 с. 29].

После окислительного периода из печи металл выпускают в ковш. В печи остается 10% металла (см. таблицу 19, 20) и 99% шлака, в ковше наводят новый рафинировочный шлак из извести и плавикового шпата, в соотношении 3:1 или 4:1.

Таблица 19 – Количество и состав металла в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

Элемент	Металл окислительного периода	Осталось в ДСП	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	157,963	15,7963	142,167	0,152
O	30,097	3,0097	27,087	0,029
Si	0	0	0	0,000
Mn	28,047	2,8047	25,242	0,027
P	15,84	1,584	14,256	0,015
S	30,7	3,07	27,63	0,029
Cr	141,12	14,112	127,008	0,135
Ni	194,4	19,44	174,96	0,187
Ti	0	0	0	0,000
Al	0	0	0	0,000
Wl	26	2,6	23,4	0,025
Cu	230	23	207	0,221
V	13	1,3	11,7	0,012
Mo	32,6	3,26	29,34	0,031
Fe	103266,349	10326,635	92939,714	99,136
Всего	104166,116	10416,612	93749,504	100

Таблица 20 – Количество и состав шлака в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Σ
Шлак окисл. периода	849,663	1612,2	325,626	846,127	86,43	308,51	604,94	32,55	44,75	5,921	4716,715
Осталось в ДСП	841,166	1596,078	322,370	837,666	85,566	305,425	598,891	32,225	44,303	5,862	4669,550
Всего	8,497	16,122	3,256	8,461	0,864	3,085	6,049	0,325	0,447	0,059	47,167
Всего, %	18,014	34,181	6,904	17,939	1,832	6,541	12,825	0,690	0,949	0,126	100

### 2.3.7 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.

$$\text{Расход кокса на плавку: } \frac{93749,504 \cdot 0,05}{1000} = 4,687 \text{ кг.}$$

$$\text{Кокс внесет углерода (4) } \frac{4,687 \cdot 86,09}{100} = 4,035 \text{ кг.}$$

Примем, что 10% углерода кокса усваивается металлом.

$$\text{Кокс внесет углерода в металл: } \frac{4,035 \cdot 10}{100} = 0,4035 \text{ кг.}$$

Углерод на ракисление шлака:  $4,035 - 0,4035 = 3,631$  кг.

$$\text{Образуется CO (1) } \frac{3,631 \cdot 28}{12} = 8,472 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода (2)  $8,472 - 3,631 = 4,841$  кг.

Зола кокса внесет в шлак (4), кг:

$$SiO_2 = \frac{4,687 \cdot 5,84}{100} = 0,273;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{4,687 \cdot 2,40}{100} = 0,112; \text{ в пересчете на } FeO \text{ (5) } - 0,101 \text{ кг.}$$

$$Al_2O_3 = \frac{4,687 \cdot 3,00}{100} = 0,140;$$

$$CaO = \frac{4,687 \cdot 5,00}{100} = 0,234;$$

$$MgO = \frac{4,687 \cdot 0,12}{100} = 0,006;$$

$$P_2O_5 = \frac{4,687 \cdot 0,04}{100} = 0,002.$$

Кокс внесет в металл (4), кг:

$$S = \frac{4,687 \cdot 0,6}{100} = 0,028;$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		48

$$P = \frac{4,687 \cdot 0,01}{100} = 0,0005.$$

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

$$\frac{4,687 \cdot 1,30}{100} = 0,061 \text{ CO}_2.$$

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

$$\text{Восстановится FeO } \frac{8,461 \cdot 90}{100} = 7,615 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{7,615 \cdot 16}{72} = 1,69 \text{ кг.}$$

Осталось FeO в шлаке  $8,461 - 7,615 = 0,846$  кг.  
Образуется Fe  $7,615 - 1,69 = 5,925$  кг.

$$\text{Восстановится Cr}_2\text{O}_3 \frac{0,864 \cdot 90}{100} = 0,778 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{0,778 \cdot 48}{152} = 0,245 \text{ кг.}$$

Образуется Cr  $0,778 - 0,245 = 0,533$  кг.  
Осталось  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  в шлаке  $0,864 - 0,778 = 0,086$  кг.

$$\text{Восстановится MnO } \frac{3,256 \cdot 90}{100} = 2,93 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{2,93 \cdot 16}{71} = 0,66 \text{ кг.}$$

Образуется Mn  $2,93 - 0,66 = 2,27$  кг.  
Осталось MnO в шлаке  $3,256 - 2,93 = 0,326$  кг.

$$\text{Восстановится P}_2\text{O}_5 \frac{0,447 \cdot 90}{100} = 0,402 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{0,402 \cdot 80}{142} = 0,227 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		49

Образуется Р  $0,402-0,301=0,101$  кг.

Следовательно, необходимо взять кислорода из оксидов шлаковой ванны, кг

FeO - 1,69;  
 Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> -0,245;  
 MnO - 0,66;  
 P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> - 0,227;  
 Всего - 2,822.

Коксом связано 4,841 кг кислорода.

Следовательно, из печной атмосферы поступит кислорода:

$4,841-2,822=2,019$  кг.

Таблица 21 - Количество и состав металла в ковше после раскисления, кг

Элемент	Металл в ковше	Раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	142,167	0,4035	142,5705	0,152
O	27,087	-	27,087	0,029
Si	0	-	0	0,000
Mn	25,242	2,27	27,512	0,029
P	14,256	0,101	14,357	0,015
S	27,63	0,028	27,658	0,029
Cr	127,008	0,553	127,561	0,136
Ni	174,96	-	174,96	0,187
Ti	0	-	0	0,000
Al	0	-	0	0,000
W	23,4	-	23,4	0,025
Cu	207	-	207	0,221
V	11,7	-	11,7	0,012
Mo	29,34	-	29,34	0,031
Fe	92939,714	5,925	92945,64	99,133
Всего	93744,5	9,2805	93758,78	100

Таблица 22- 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	8,497	16,122	3,256	8,461	0,864	3,085	6,049	0,325	0,447	0,059	53,362

Продолжение таблицы 22

Раскисление	0,273	0,234	-2,93	-7,514	-0,778	0,14	0,006	0	-0,4	0	-10,969
Всего	8,770	16,356	0,326	0,947	0,086	3,225	6,055	0,325	0,047	0,059	36,196
Всего, %	24,229	45,187	0,901	2,616	0,238	8,910	16,728	0,898	0,130	0,163	100

б) Предварительное легирование

После раскисления шлака в металле при содержании углерода 0,152% содержится 0,029% или 27,087 кг кислорода.

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

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:

$$m_{Si} = \frac{93758,78 \cdot (0,33 - 0)}{100} = 309,404;$$

$$m_{Mn} = \frac{93758,78 \cdot (1,25 - 0,029)}{100} = 1144,79;$$

$$m_V = \frac{93758,78 \cdot (0,07 - 0,012)}{100} = 54,38;$$

$$m_{Me\text{прогн}} = \sum m_i + m_{Me} = 309,386 + 1144,73 + 54,38 + 93758,78 = 95267,276 \text{ кг}$$

Для более точного расчета массы легирующих используем формулу:

											Лист
											51
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 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)

$$\frac{95267,276 \cdot (0,35 - 0)}{65} = 512,998 \text{ кг или } \frac{65 \cdot 512,998}{100} = 333,436 \text{ кг}$$

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.

Выгорает  $\frac{333,436 \cdot 20}{100} = 66,687$  кг кремния и  $\frac{512,998 \cdot 2}{100} = 10,26$  кг алюминия.

Это количество кремния свяжет кислорода  $\frac{66,687 \cdot 32}{28} = 76,213$  кг;  
 алюминий свяжет  $\frac{10,26 \cdot 48}{54} = 9,12$  кг кислорода.

При этом образуется и перейдет в шлак:  $\frac{66,687 \cdot 60}{28} = 142,9$  кг  $SiO_2$  и  $\frac{10,26 \cdot 102}{54} = 19,38$  кг  $Al_2O_3$ .

ФС 65 внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{512,998 \cdot 80 \cdot 65}{100 \cdot 100} = 266,759;$$

$$Mn = \frac{512,998 \cdot 0,4}{100} = 2,052;$$

$$P = \frac{512,998 \cdot 0,05}{100} = 0,256;$$

$$S = \frac{512,998 \cdot 0,02}{100} = 0,103;$$



$$Cr = \frac{512,998 \cdot 0,4}{100} = 2,052;$$

$$Fe = \frac{512,998 \cdot 32,13}{100} = 164,826.$$

Марганец. Определяем расход низкоуглеродистого ферромарганца ФМн 90 (12):

$$\frac{95267,276 \cdot (1,25 - 0,029)}{90} = 1292,459 \text{ кг.}$$

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

$$\text{Выгорает } \frac{1292,459 \cdot 1,8 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 4,653 \text{ кг кремния.}$$

$$\text{Это количество свяжет кислорода } \frac{4,653 \cdot 32}{28} = 5,32 \text{ кг.}$$

$$\text{При этом образуется и перейдет в шлак } \frac{4,655 \cdot 60}{28} = 9,971 \text{ кг } SiO_2.$$

Ферромарганец вносит в металл, кг:

$$C = \frac{1292,459 \cdot 0,5}{100} = 6,46;$$

$$Si = \frac{1292,459 \cdot 1,8 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 18,611;$$

$$P = \frac{1292,459 \cdot 0,05}{100} = 0,646;$$

$$S = \frac{1292,459 \cdot 0,02}{100} = 0,258;$$

$$Mn = \frac{1292,459 \cdot 90}{100} = 1163,213;$$

$$Fe = \frac{1292,459 \cdot 7,63}{100} = 98,615.$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		53

Ванадий. Определяем расход феррованадия FeV 40 (12):

$$\frac{95267,276 \cdot (0,07 - 0,012)}{40} = 138,137 \text{ кг}$$

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

$$\frac{2 \cdot 138,137}{100} = 2,763 \text{ кг в кремния.}$$

$$\text{Выгорает } \frac{2,763 \cdot 20}{100} = 0,553 \text{ кг кремния и } \frac{138,137 \cdot 4}{100} = 5,52 \text{ кг Al.}$$

Это количество кремния свяжет кислорода  $\frac{0,553 \cdot 32}{28} = 0,632 \text{ кг};$   
алюминий свяжет  $\frac{5,52 \cdot 48}{54} = 4,907 \text{ кг кислорода.}$

При этом образуется и перейдет в шлак:  $\frac{0,553 \cdot 60}{28} = 1,185 \text{ кг SiO}_2$  и  
 $\frac{5,52 \cdot 102}{54} = 10,427 \text{ кг Al}_2\text{O}_3.$

Феррованадий внесет в металл, кг;

$$C = \frac{138,137 \cdot 0,3}{100} = 0,414;$$

$$Si = \frac{138,137 \cdot 2 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 2,21;$$

$$P = \frac{138,137 \cdot 0,01}{100} = 0,014;$$

$$S = \frac{138,137 \cdot 0,01}{100} = 0,014;$$

$$V = \frac{138,137 \cdot 40}{100} = 55,255;$$

$$Fe = \frac{138,137 \cdot 52,079}{100} = 71,940.$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		54

в) Окончательное раскисление стали

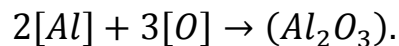
Для окончательного раскисления металла используем алюминий.

Необходимо понизить количество кислорода до 0,005%

$$\left( \frac{0,005 \cdot 95267,276}{100} = 4,763 \text{ кг} \right),$$

т.е. связать

$$27,087 - 4,763 = 22,324 \text{ кг},$$



Для этого потребуется алюминия  $\frac{22,344 \cdot 54}{48} = 25,114 \text{ кг}$ .

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

$$\frac{25,114 \cdot 102}{54} = 47,438 \text{ кг}.$$

С учетом остаточного содержания алюминия в металле 0,02%

$\left( \frac{0,02 \cdot 95267,276}{100} = 19,053 \right)$  общий расход алюминия для раскисления

металла примем равным  $19,053 + 25,114 = 44,167 \text{ кг}$ .

Чтобы внести такое количество алюминия необходимо использовать А97

$$\frac{44,167 \cdot 100}{99,98} = 44,176 \text{ кг}.$$

А 97 так же внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{44,167 \cdot 0,01}{100} = 0,004;$$

$$Fe = \frac{44,167 \cdot 0,01}{100} = 0,004.$$

### 2.3.8 Шлакообразование

а) Расчет компонентов вносимых известью в шлак.

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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		55

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;

$m_{(CaO)_{изв}}$ ,  $m_{(SiO_2)_{изв}}$  - 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):

$$m_{изв} = \frac{4 \cdot (8,770 + 142,9 + 9,971 + 1,185) - 16,356}{\frac{88}{100} - 4 \cdot \frac{1,3}{100}} = 766,845 \text{ кг.}$$

Известь внесет в шлак (4), кг;

$$CaO = \frac{88 \cdot 766,845}{100} = 674,824;$$

$$SiO_2 = \frac{1,3 \cdot 766,845}{100} = 9,969;$$

$$MgO = \frac{2 \cdot 766,845}{100} = 15,337;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,8 \cdot 766,845}{100} = 6,135;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 766,845}{100} = 1,537, \text{ в пересчете на } FeO \text{ (5) } - 1,383.$$

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

$$\frac{7,7 \cdot 766,845}{100} = 59,047 \text{ кг } CO_2.$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		56

б) Расчет компонентов, вносимых плавиковым шпатом.

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

$$m_{\text{пл.шп}} = \frac{766,845}{4} = 191,711 \text{ г.}$$

Плавиковый шпат внесет в шлак (4), кг:

$$CaO = \frac{0,5 \cdot 191,711}{100} = 0,958;$$

$$SiO_2 = \frac{3,6 \cdot 191,711}{100} = 6,9;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 191,711}{100} = 0,383;$$

$$CaF_2 = \frac{94 \cdot 191,711}{100} = 180,208;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{1,5 \cdot 191,711}{100} = 2,875, \text{ в пересчете на } FeO(5) - 2,587.$$

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

$$\frac{0,2 \cdot 191,711}{100} = 0,383 \text{ кг } CO_2.$$

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

$$SiO_2 = 154,056;$$

$$Al_2O_3 - 29,807.$$

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 плавов.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		57

Следовательно, расход футеровки на одну плавку составит:

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

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

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

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

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

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

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

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

### 2.3.9 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.

									Лист
									58
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				

Таблица 23 - Количество и состав металла во время десульфурации, кг

Элемент	Металл после раскисления шлака	Легирование и раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	142,570	6,874	149,444	0,156
O	27,087	-22,324	4,763	0,005
Si	0	287,584	287,584	0,301
Mn	27,512	1165,265	1192,78	1,248
P	14,357	0,916	15,273	0,016
S	27,658	0,375	28,033	0,029
Cr	127,561	2,052	129,613	0,136
Ni	174,96	-	174,96	0,183
Ti	0	-	0	0,000
Al	0	19,053	19,053	0,020
W	23,4	-	23,4	0,024
Cu	207	-	207	0,217
V	11,7	55,255	66,955	0,070
Mo	29,34	-	29,34	0,031
Fe	92945,64	335,385	93281,5	97,565
Всего	93758,78	1850,9	95609,7	100

Таблица 24 - Количество и состав шлака десульфурации, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	CaF <sub>2</sub>	Σ
Шлак после раскисления	8,770	16,356	0,326	0,947	0,086	3,225	6,055	0,325	0,047	0,059	36,196	43,079
Известь	9,969	674,824	-	1,383	-	6,135	15,337	-	-	-	-	707,648
Плавленый шпат	6,9	0,958	-	2,587	-	0,383	-	-	-	-	180,208	191,036
Продукты раскисления	154,056	-	-	-	-	29,807	-	-	-	-	-	183,863
Футеровка	2,744	0,844	-	4,370	4,222	1,689	27,867	-	-	-	-	41,736
Всего	182,439	692,982	0,326	9,287	4,308	41,239	49,259	0,325	0,047	0,059	216,404	1196,68
Всего, %	15,245	57,909	0,027	0,776	0,360	3,446	4,116	0,027	0,004	0,005	18,084	100

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

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

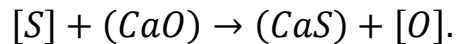
Лист

59

Полученный шлак имеет высокое содержание CaO, низкое содержание оксидов железа и хрома, содержит более 10% фторида кальция.

Такой шлак обладает значительной десульфурирующей способностью. Благодаря этому, а также интенсивному перемешиванию металла и шлака вдуваемым аргоном, уже через 4...6 минут коэффициент распределения серы между шлаком и металлом достигает больших значений.

Реакция удаления серы в печи – ковше имеет вид:



Конечное содержание серы в металле определяется выражением:

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

где  $\lambda$  - кратность шлака, %;

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

$$\lambda = \frac{1196,68}{95609,7} \cdot 100 = 1,25\%.$$

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:

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

$$\begin{aligned} \lg f_O = & -0,20 \cdot 0,005 - 0,45 \cdot 0,156 - 0,131 \cdot 0,301 - 0,021 \cdot 1,248 - \\ & - 0,07 \cdot 0,016 - 0,133 \cdot 0,029 - 0,04 \cdot 0,136 + 0,006 \cdot 0,183 + \\ & + 0,0085 \cdot 0,024 + 0,0035 \cdot 0,031 - 0,3 \cdot 0,07 + 0,013 \cdot 0,217 + \\ & + 3,9 \cdot 0,02 = -0,135; \end{aligned}$$

$$f_O = 0,733;$$

										Лист
										60
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					



$$a_o = f_o \cdot [\%O] = 0,005 \cdot 0,733 = 0,0037;$$

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

$$lgf_s = -0,028 \cdot 0,029 + 0,11 \cdot 0,156 + 0,063 \cdot 0,301 - 0,026 \cdot 1,248 + 0,29 \cdot 0,016 - 0,27 \cdot 0,005 - 0,011 \cdot 0,136 + 0,0097 \cdot 0,183 + 0,0027 \cdot 0,031 - 0,016 \cdot 0,07 - 0,0084 \cdot 0,217 + 0,035 \cdot 0,02 = 0,0058$$

$$f_s = 0,987$$

$$\text{Тогда } lgL_s = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{57,909 + 0,05 \cdot 4,116}{15,245 + 0,6 \cdot 3,446} - lg0,0037 + 0,0058 = 2,544;$$

$$L_s = 350,299.$$

$$[S]_K = \frac{100 \cdot 0,029 + 1,25 \cdot 0,059}{100 + 350,299 \cdot 1,25} = 0,0055.$$

Определяем количество удалившейся серы по пропорции

$$\frac{95609,7 - x}{28,033 - x} = \frac{100}{0,0055}$$

где  $x$  - искомая величина, кг;

95609,7 -  $x$  - масса металла с учетом окисления серы, кг;

28,033 -  $x$  - масса серы в металле с учетом окисления, кг;

0,0055 - содержание серы в металле, %,

$$x = 22,776 \text{ кг.}$$

Доведение стали до заданного химического состава

Окончательная коррекция металла по химическому составу, если это необходимо, производится порошковой проволокой соответствующих ферросплавов. Количество и состав металла перед подачей на разливку приведены в таблице 25.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		61

Таблица 25 - Баланс металла после доводки и десульфурации, кг

Элемент	Металл до десульфурации	Десульфурация	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	149,444	-	149,444	0,156
O	4,763	-	4,763	0,005
Si	287,584	-	287,584	0,301
Mn	1192,78	-	1192,78	1,248
P	15,273	-	15,273	0,016
S	28,033	-22,776	5,257	0,005
Cr	129,613	-	129,613	0,136
Ni	174,96	-	174,96	0,183
Ti	0	-	0	0,000
Al	19,053	-	19,053	0,020
W	23,4	-	23,4	0,024
Cu	207	-	207	0,217
V	66,955	-	66,955	0,070
Mo	29,34	-	29,34	0,031
Fe	93281,5	-	93281,5	97,588
Всего	95609,7	-22,776	95586,922	100

Видно, что химический состав стали полностью соответствует заданному и не нуждается в корректировке. Окончательный состав шлака восстановительного периода представлен в таблице 26.

Таблица 26 - Масса и состав конечного шлака, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	CaF <sub>2</sub>	Σ
Шлак до десульфурации	182,439	692,982	0,326	9,287	4,308	41,239	49,259	0,325	0,047	0,059	216,40	1196,68
Десульфурация	-	-	-	-	-	-	-	-	-	22,776	-	22,776
Всего	182,439	692,982	0,326	9,287	4,308	41,239	49,259	0,325	0,047	22,835	216,4	1219,45
Всего, %	14,961	56,828	0,027	0,762	0,353	3,382	4,039	0,027	0,004	1,873	17,746	100

## Суммарный материальный баланс восстановительного периода

Израсходовано, кг

- а) металла - 104160,603;
  - б) шлака - 5270,566;
  - в) футеровки ковша - 42,222;
  - г) шлакообразующих - 958,556, в том числе:
    - 1) извести - 766,845,
    - 2) плавикового шпата - 191,711;
  - д) легирующих элементов и раскислителей - 1977,457, в том числе:
    - 1) А 97 - 44,176,
    - 2) ФС 65 - 512,998,
    - 3) ФМн 90 - 1292,459,
    - 4) FeV 40 - 138,137,
    - 5) кокса - 4,687;
  - е) кислорода на окисление кокса, кремния и алюминия - 101,033.
- Всего: 112510,437.

Получено, кг:

- а) металла - 106003,534, в том числе:
    - 1) в ДСП - 10416,612,
    - 2) в ковше - 95586,922;
  - б) шлака - 5889, в том числе:
    - 1) ДСП - 4669,550,
    - 2) в ковше - 1219,45;
  - в) газов - 67,963, в том числе:
    - CO<sub>2</sub>(известь) - 59,047,
    - CO<sub>2</sub>(плав.шпат) - 0,383,
    - CO<sub>2</sub>(кокс) - 0,061,
    - CO(кокс) - 8,472.
- Всего: 111960,497.

Невязка –  $112510,437 - 111960,497 = 549,94$  кг или  $\frac{549,94}{112510,437} \cdot 100 = 0,489\%$ .

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

## Суммарный материальный баланс плавки

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

Отходов А-2 - 65100;

У-11 - 39900;

ФМн90 - 1292,459;

ФС65 - 512,998 ;

А97 - 44,176;

FeV40 - 138,137;

кокса - 4,687;

известки (суммируется по всем периодам) - 2766,845;

плавикового шпата - 191,711 ;

футеровки печи - 588,365;

футеровки печи-ковша - 42,222;

руды - 5921,708;

газов (суммируется по всем периодам) - 2940,909;

Всего: 119444,217.

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

металла (в ковше и ДСП) - 106003,534;

шлака в ДСП - 4669,550;

шлака печи-ковша - 1219,45;

пыли, уносимой газами (суммируется по всем периодам) - 3627,445;

газов (суммируется по всем периодам) - 2961,867.

Всего: 118481,846.

Невязка -  $119444,217 - 118481,846 = 962,371$  или  $\frac{962,371}{119,444,217} \cdot 100 = 0,806\%$ .

Невязка не превышает 1% что говорит о том что расчет проведен верно.

										Лист
										64
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					

## 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 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 А32 в дуговой печи. Расчет проведем на 105 т металла, исходя из рассчитанного выше материального баланса плавки. Для этого определим приход и расход тепла в печи.

### 2.4.1 Статьи прихода тепла

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 105 т шихты. Зададимся расходом электрической энергии, равным 580 кВт·ч/т стали, или 58 МВт·ч на 105 т. Тогда с учетом электрического КПД  $\eta = 0,9$ :

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

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

Расчет энтальпии ведется по формуле

$$\Delta H_k = ((M_{A2} \cdot c_{A2}) + (M_{Y11} \cdot c_{Y11})) \cdot \Delta t_k, \quad (13)$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		65

где  $\Delta H_k$  – изменение энтальпии компонентов;

$M_{A2}$  – масса лома А2, кг;

$c_{A2}$  – теплоёмкость лома А2;

$M_{У11}$  – масса лома У11, кг;

$c_{У11}$  – теплоёмкость лома У11;

$\Delta t_k$  – изменение температуры компонента.

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

$$\Delta H_k = ((65,1 \cdot 10^3 \cdot 0,43 \cdot 10^{-3}) + (39,9 \cdot 10^3 \cdot 0,5 \cdot 10^{-3})) \cdot 400 = 19,17 \text{ ГДж.}$$

Итого энтальпия шихты составит:  $Q_2 = \Delta H = 19,17 \text{ ГДж.}$

Тепло, вносимое известью  $Q_3$ .

Количество тепла, поступающего с известью,

$$Q_{изв} = m_{изв} \cdot C_{изв} \cdot t_{изв}, \quad (14)$$

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

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

Тогда

$$Q_3 = 2000 \cdot 0,76 \cdot 20 = 0,03 \text{ ГДж.}$$

Тепло, вносимое магниальным материалом  $Q_4$ .

$$Q_4 = m_m \cdot C_m \cdot t_m \quad (15)$$

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

$$Q_4 = 588,365 \cdot 0,957 \cdot 20 = 0,011 \text{ ГДж.}$$

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.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		66

Тепло экзотермических реакций определяем по формуле

$$Q_5 = m_{эл} \cdot \Delta H_{эл}, \quad (16)$$

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:

$$\Delta H_T^0 = \Delta H_{298}^0 + \int_{298}^T \Delta C_p dT \quad (17)$$

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

$$\Delta G_T^0 = \Delta H_T^0 - T \cdot \Delta S_T^0. \quad (18)$$

Тепло экзотермических реакций определяем суммированием теплоты реакций, идущих с отрицательным эффектом (таблица 27)

Таблица 27 – Теплота реакций

$[\text{Si}] + \{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{SiO}_2)$	$492,75 \cdot 29,51 = 14541,052$ МДж
$[\text{Mn}] + 1/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{MnO})$	$266,617 \cdot 7,41 = 1975,632$ МДж
$[\text{Fe}] + 1/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{FeO})$	$2650,195 \cdot 4,11 = 10892,301$ МДж
$[\text{C}] + 1/2\{\text{O}_2\} \rightarrow \{\text{CO}\}$	$265,58 \cdot 11,43 = 3035,579$ МДж
$2[\text{Cr}] + 3/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{Cr}_2\text{O}_3)$	$61,385 \cdot 11,33 = 695,492$ МДж
$2[\text{P}] + 2,5\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{P}_2\text{O}_5)$	$31,5 \cdot 21,57 = 679,455$ МДж

Следовательно,  $Q_5 = 31,72$  ГДж.

Тепло, вносимое газокислородными горелками,  $Q_6$  определяется по формуле

$$Q_{гор} = N_{гор} \cdot \tau \cdot P_{гор} \cdot 3,6, \quad (19)$$

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

$\tau$  – время работы горелки, ч;

$P_{гор}$  – мощность горелки, кВт;

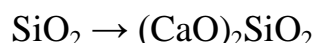
3,6 – переводной коэффициент кВт·ч в МДж.

						Лист
						67
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	

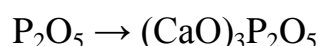
ДСП на «Ашинский метзавод» оборудована 4 газокислородными горелками по 3,3 МВт каждая. Продолжительность их работы за плавку 15 минут (0,25 часа).

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

Тепло шлакообразования  $Q_7$



$$492,75 \cdot \frac{60}{28} \cdot 2,32 = 24,49 \cdot 10^8 \text{ Дж}$$



$$35,866 \cdot \frac{142}{62} \cdot 4,70 = 3,86 \cdot 10^8 \text{ Дж}$$

Следовательно  $Q_7 = (24,49 + 3,86) \cdot 10^8 = 2,835 \text{ ГДж.}$

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

$$Q_8 = 0,6 \cdot \Delta m_{\text{э}} \cdot q_c, \quad (20)$$

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

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

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

$$Q_9 = Q_M + Q_{\text{шл}}, \quad (21)$$

$$Q_M = m_M \cdot C_M \cdot t_M, \quad (22)$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		68



$$Q_{\text{шл}} = m_{\text{шл}} \cdot C_{\text{шл}} \cdot t_{\text{шл}}, \quad (23)$$

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

Тогда

$$Q_9 = 15000 \cdot 0,838 \cdot 1620 + 3169,1 \cdot 1,25 \cdot 1700 = 27,09 \text{ ГДж.}$$

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

$$Q_{10} = V \cdot c \cdot T, \quad (24)$$

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

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

$T$  – температура воздуха или кислорода, К.

Тогда

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

$$Q_k = 2961,867 \cdot 1,31 \cdot 293 = 1,1 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$Q_{10} = (0,426 + 1,1) \cdot 10^9 = 1,526 \text{ ГДж.}$$

#### 2.4.2 Статьи расхода тепла

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:

$$H_K = M_K \cdot [c_1 \cdot (t_{\text{пл}} - t_o) + q_M + c_2 \cdot (t_{\text{вып}} + t_{\text{пл}})], \quad (25)$$

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;

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

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

$q_M$  – теплота плавления металла.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
						69
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Тогда для А2

$$Q_{A2} = 65100 \cdot [0,4(1500 - 400) + 284 + 0,5(1630 - 1500)] = 51,36 \text{ ГДж.}$$

Для У11

$$Q_1 = 39900 \cdot [0,5(1200 - 400) + 254 + 0,6(1630 - 1200)] = 36,39 \text{ ГДж.}$$

Физическое тепло шлака находим по формуле

$$Q_{\text{шл}} = (C_{\text{шл}} \cdot t_{\text{шл}} + q_{\text{шл}}) \cdot m_{\text{шл}}, \quad (26)$$

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

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

$m_{\text{шл}}$  – масса шлака, кг.

$$Q_{\text{шл}} = (1,25 \cdot 1800 + 209,5) \cdot 9364,298 + (1,25 \cdot 1667 + 209,5) \cdot 4716,715 = 33,8 \text{ ГДж.}$$

Тогда

$$Q_{11} = 51,36 + 36,39 + 33,8 = 121,55 \text{ ГДж.}$$

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

$$Q_{12} = V \cdot i, \quad (27)$$

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:

$$\text{CO: } 0,622 \cdot 1112,06 = 691,701$$

$$\text{CO}_2: 0,111 \cdot 1718,95 = 190,803$$

$$\text{H}_2: 0,001 \cdot 1055,12 = 1,06$$

$$\text{N}_2: 0,553 \cdot 1094,65 = 605,341$$

$$i_{\text{yx}}^{800} = 1488,905 \text{ кДж/м}^3.$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		70

Тогда

$$Q_{12} = 1488,905 \cdot 1288,844 = 1,919 \text{ ГДж.}$$

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

$$Q_8 = c_B \cdot V_B \cdot (t_{\text{ВЫХ}} - t_{\text{ВХ}}) \cdot \tau, \quad (28)$$

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

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

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

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

$\tau$  – время, ч.

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

Потери тепла на охлаждение стен составят:

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

Потери тепла на охлаждение свода составят:

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

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

Тепло, уносимое частицами  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ :

$$Q_{14} = 2120,156 \cdot (1,23 \cdot 1600 + 209,34) = 4,29 \text{ ГДж.}$$

Тепло идущее на протекание эндотермических реакций,  $Q_{15}$ . 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.

					<b>22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР</b>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		71

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  $m_0$

$$Q_{15} = (50 \dots 150) \cdot m_0, \quad (29)$$

где  $m_0$  – емкость печи, т.

Тогда

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

Тепловые потери электрической сетью  $Q_{16}$ . 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 (38)

$$Q_{16} = I^2 \cdot R \cdot \tau, \quad (30)$$

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

$R$  – сопротивление, Ом;

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

Тогда

$$Q_{16} = 90000 \cdot 3000 \cdot 12,753 \cdot 10^{-4} = 34,43 \text{ ГДж.}$$

Потери тепла через футеровку,  $Q_{17}$ . Для удобства расчета всю печь делят на 3 основные элемента – подину, стены и свод. В печи в ЭСПЦ – 2 на ПАО «АМЗ» футерована только подина, а стены и свод, кроме центральной керамической части, представляют собой конструкции из сборных водоохлаждаемых панелей, расчет потерь тепла в которых приведен отдельно.

В условиях постоянно действующего металлургического производства можно считать, что печь работает в стационарных условиях и аккумуляции тепла футеровкой не происходит, т. к. ее температура изменяется незначительно. Можно считать, что все тепло, подводимое к футеровке внутри печи, передается теплопроводностью к ее наружной поверхности.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		72

Поэтому достаточно рассчитать количества тепла, передаваемого теплопроводностью через какой-либо слой футеровки, или рассчитать теплоотдачу с внешней поверхности (кожуха печи).

Тепло, переданное теплопроводностью через слой футеровки  $Q_{сл}$ , можно определить по уравнению (31)

$$Q_{сл} = \lambda \cdot (t_1 - t_2) \cdot F \cdot \tau / \delta, \quad (31)$$

где  $\lambda$  – коэффициент теплопроводности материала слоя, Дж/(м·ч·К);  
 $t_1, t_2$  – температура на внутренней и внешней поверхностях слоя, К;  
 $F$  – площадь поверхности теплообмена, м<sup>2</sup>;  
 $\tau$  – время, ч;  
 $\delta$  – толщина слоя, м.

Тепло, отдаваемое поверхностью кожуха  $Q_{кож}$ , можно определить по уравнению (32)

$$Q_{кож} = \alpha \cdot (t_k - t_b) \cdot F \cdot \tau, \quad (32)$$

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

$t_k$  – температура на внешней поверхности кожуха, К;  
 $t_b$  – температура окружающего воздуха, К.

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

Затем определяем среднюю температуру футеровки:

$$t_{ср} = \frac{(t_{вн} - t_k)}{2}. \quad (33)$$

По справочной литературе для данной  $t_{ср}$  находим коэффициент теплопроводности материала  $\lambda$  по рис. 3 определяем значение  $\alpha$ , соответствующее данной температуре кожуха.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		73

Далее вычисляем значение теплового потока  $q_{17}=Q_{17}/F$  и сравниваем его величину с приведенным на том же рисунке  $q_{окр}$ .

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

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

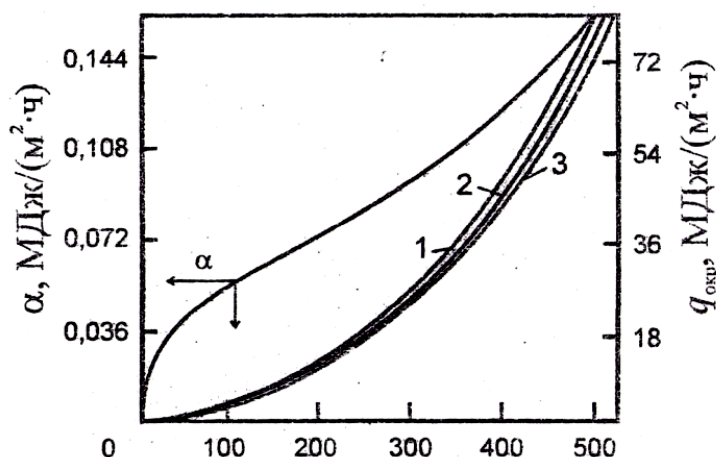


Рисунок 3 – Зависимость коэффициента суммарной теплоотдачи  $\alpha$  и удельного теплового потока, теряемого поверхностью печи в окружающую среду при  $t_{в}$ :  $10\text{ }^{\circ}\text{C}$  – 1;  $20\text{ }^{\circ}\text{C}$  – 2;  $30\text{ }^{\circ}\text{C}$  – 3

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

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:

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot g \cdot \Delta p}{\rho_2}}, \quad (34)$$

$$V_1 = 3600 \cdot \omega \cdot F, \quad (35)$$

$$V_0 = 273 \cdot \frac{V_1}{T_{yx}}, \quad (36)$$

где  $\omega$  – скорость газового потока, м/с;  
 $g$  – ускорение свободного падения (9,81 м/с<sup>2</sup>);  
 $\Delta p$  – скоростной напор, Па;  
 $\rho_r$  – плотность уходящих газов, кг/м<sup>3</sup>;  
 $V_1$  – количество газов, уходящих из печи (фактически), м<sup>3</sup>/ч;  
 $F$  – площадь сечения патрубка, м<sup>2</sup>;  
 $V_0$  – количество газов, уходящих из печи (приведённые к температуре 0 °С), м<sup>3</sup>/ч;  
 $T_{yx}$  – температура уходящих газов, К.  
 Количество тепла, уносимого из печи с газовым потоком, можно определить по формуле

$$Q_{18} = V_0 \cdot c_{\text{сух}} \cdot T_{\text{сух}} \cdot \tau, \quad (37)$$

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

В среднем на печи перепад давления между печью и атмосферой составляет 2 Па, плотность отходящих газов – 1,5 кг/м<sup>3</sup>, площадь сечения завалочного окна – 9 м<sup>2</sup>, температура отходящих газов в среднем за плавку – 1200 °С. Тогда

$$\omega = 5,1 \text{ м/с};$$

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

$$V_0 = 273 \cdot 165240 / 1200 = 37592,1 \text{ м}^3.$$

Тогда количество тепла, потерянное через завалочное окно за плавку

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

Полученный тепловой баланс плавки стали А32 в ДСП-120 приведен в таблице 28.

Таблица 28 – Тепловой баланс плавки стали А32 в ДСП-120

Статьи прихода	ГДж	%	Статьи расхода	ГДж	%
Электроэнергия, $Q_1$	187,92	65,027	Полезный расход энергии, $Q_{11}$	121,55	42,061
Тепло, вносимое шихтой, $Q_2$	19,17	6,634	Тепло, уносимое газами, $Q_{12}$	1,919	0,664
Тепло, вносимое другими материалами, $Q_3 + Q_4$	0,041	0,014	Потери с охлаждающей водой, $Q_{13}$	58,59	20,274
Тепло экзотермических реакций, $Q_5$	31,72	10,976	Тепло, уносимое частицами $Fe_2O_3$ , $Q_{14}$	4,29	1,485
Тепло, поступающее от газокислородных горелок, $Q_6$	11,88	4,111	Тепло эндотермических реакций, $Q_{15}$	18,0	6,229
Тепло шлакообразования, $Q_7$	2,835	0,981	Потери электрической сетью, $Q_{16}$	34,43	11,914
Тепло от окисления электродов, $Q_8$	6,804	2,354	Потери через футеровку, $Q_{17}$	0,724	0,251
Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки, $Q_9$	27,09	9,374	Потери через завалочное окно, $Q_{18}$	48,381	16,742
Тепло кислорода и воздуха, $Q_{10}$	1,526	0,528	Неучтенные потери	1,102	0,381
Итого	288,986	100	Итого	288,986	100



### 3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

Качество стального слитка в основном определяется чистотой стали, его физической неоднородностью и неоднородностью по химсоставу, а также наличием поверхностных и внутренних дефектов. В крупных слитках размеры дефектов могут достигать несколько метров (ликвационные дефекты и трещины), так и несколько десятков микрометров (скопления неметаллических включений). Ряд дефектов достаточно трудно идентифицировать непосредственно в слитке. Это приводит к тому, что проявление этих дефектов происходит либо в поковке, либо в готовом изделии. На практике для получения качественных слитков стремятся оптимизировать систему параметров выплавки, ковшевой обработки и разлива стали с учетом конкретных требований к продукции [5 с. 212].

Пленами (брызгами) называют пленки на поверхности и внутри отливки, состоящие из окислов с включениями формовочного материала, образующиеся в следствии заплескивания брызг металла на поверхность изложницы при ударе струи о дно.

Механизм образования плен в общих чертах может быть представлен следующим образом. Оксидная пленка, образовавшаяся на поверхности формы расплава, после достижения определенной толщины оказывает сопротивление его продвижению. При недостаточном давлении расплав не может разрушить пленку, и дальнейшее заполнение формы прекращается. В таком случае отливки получаются с недоливами, с нечеткими контурами и поверхностными пленами. При механическом разрушении оксидной пленки форма заполняется, но отливка получается с дефектами — пленами.

Увеличение склонности сплава к пленообразованию вызывают алюминий, титан, хром. Наличие в сплаве в качестве легирующего элемента алюминия приводит к образованию плен даже при высоких температурах. При содержании в сплаве более 0,5% титана на поверхности стали образуется плена толщиной в несколько миллиметров. Хром образует прочную плотную плену, причем с повышением его содержания склонность стали к пленообразованию увеличивается.

Исследования, проведенные на специально разработанной технологической пробе, показали, что в низкоуглеродистых сталях (0,10—0,12% С) склонность к пленообразованию резко увеличивается при содержании в них до 15—17% хрома.

При дальнейшем повышении его содержания склонность стали к пленообразованию остается постоянной. Образование подобных плен окислов наиболее характерно для высоколегированных специальных сталей и сплавов, однако они могут возникнуть даже в обычных сплавах на основе железа, содержащих небольшое количество легирующих элементов, например более 0,15% алюминия или 0,5% хрома.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		77

Склонность стали к образованию плен увеличивается при ее многократном перегреве без наведения шлака. Если в этом случае сталь раскисляли силикокальцием, то склонность ее к пленообразованию не изменяется. При раскислении алюминием вначале пленообразование уменьшается, а после многократных перегревов увеличивается вследствие образования плотной пленки окисленного алюминия на открытой поверхности.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		78

#### 4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

На сайте смц.рф представлен огромный список сталей и их аналоги в различных странах. В таблице 29 предоставлена вырезка данных с сайта смц.рф.

Таблица 29 - Зарубежные аналоги сталей

СНГ	США	Германия	Япония	Китай	Италия	Франция
ГОСТ	AISI,ASTM	DIN	JIS	GB	UNI	AFNOR NF
30Г2	-	36 Mn 5	SMn 438	-	-	40M5
A32	-	-	-	-	-	-
35	C1035 C1034 A107	C 35 Ck35	S35C	-	-	XC38

Исходя из данной таблицы можно сделать вывод о том что данная марка стали А32 не имеет аналогов, что в свою очередь дает актуальность разработки технологической схемы производства данной марки стали.

## 5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

Дефекты при непрерывной разливке заготовки на слябы или в изложницы, при которых поперечное или продольное сечение заготовки деформировано относительно заданной геометрической конфигурации. Такие дефекты могут быть связаны с повышенной скоростью или температурой разливки стали, с недостаточным, повышенным или неоднородным охлаждением слитка.

Главной причиной, вызывающей развитие нарушения конфигурации заготовки, является неравномерное наращивание корки слитка в кристаллизаторе [6 с.266].

Разнотолщинная корочка слитка на выходе из кристаллизатора при дальнейшем интенсивном охлаждении слитка будет способствовать развитию высокой ромбичности заготовки (рисунок 4).



Рисунок 4 - Поперечное сечение сортовой заготовки с повышенной ромбичностью и внутренними трещинами

Образование неоднородной корки слитка в кристаллизаторе может быть связано с неточной центровкой струи металла из промежуточного ковша, износом или деформацией профиля гильзы, неравномерным охлаждением слитка ввиду переменного зазора между обечайкой и гильзой кристаллизатора.

Высокая ромбичность непрерывнолитой заготовки может вызвать проблемы при формировании профиля в валках клетей прокатного стана. Кроме того, высокая ромбичность заготовки может обуславливать возникновение других видов дефектов (например, поверхностных и внутренних продольных трещин).

Для ограничения развития этого вида дефекта, под кристаллизатором иногда устанавливают, так называемые, поддерживающие ролики. Поддерживающие ролики оказывают положительное воздействие на уровень ромбичности заготовки, однако они существенно усложняют обслуживание МНЛЗ.

										Лист
										80
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					

Так, в случае прорыва металла под кристаллизатором подготовка ручья значительно затягивается, поскольку требуется дополнительное время на очистку роликов, порезку и уборку «захоложенного» слитка. Кроме того, после прорыва слиток может застрять в кристаллизаторе из-за сцепления вылившегося металла с роликами, что не позволит осуществить перезапуск ручья МНЛЗ во время разливки серии плавов.

При развитии ромбичности заготовки выше допустимых значений необходимо проведение следующих мероприятий:

- проверка износа и деформации гильз кристаллизаторов, а при необходимости – замена кристаллизатора;
- проверка соосности выставки кристаллизатора относительно технологической оси ручья МНЛЗ;
- проверка (при необходимости регулировка) поддерживающих роликов под кристаллизатором;
- ревизия выставки зон вторичного охлаждения и работоспособности форсунок ЗВО;
- оптимизация химического состава стали (в случае, если это возможно).

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		81

## 6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

### 6.1 Общие требования охраны труда

Охрана труда – система сохранения жизни и здоровья работников в процессе трудовой деятельности, включающая в себя правовые, социально-экономические, организационно-технические, санитарно-гигиенические, лечебно-профилактические, реабилитационные и иные мероприятия. К работе в цехе допускаются лица прошедшие медицинское освидетельствование, инструктаж по охране труда, усвоившие безопасные приемы работы и требования технологических инструкций, обученные по профессии.

Во избежание несчастных случаев передвигаться по территории предприятия и цеха необходимо по тротуарам, дорожкам, мостам и переходам, специально предназначенным для пешеходного движения. В цехах дорожки для безопасного прохода окрашены белыми линиями, но это не гарантирует 100% безопасности, поэтому передвигаясь по цеху нужно быть предельно внимательным и обращать внимание на различные звуки т.к. по цеху передвигаются краны и могут перевозить различный негабарит, поэтому для привлечения внимания используют звуковой сигнал.

Для защиты от вредных и опасных для здоровья факторов персоналу цеха выдают личные средства защиты:

- спецодежда - в зависимости от места работы (при работе на печи выдается одежда защищающая от большого теплового излучения и плохого возгораемая);
- обувь;
- каска - бывают разных типов, каски нового образца оснащены выдвижной защитой для глаз, предотвращающее попадание мелких частиц и искр ;
- защитные очки - предназначены для защиты глаз от светового излучения исходящего от расплавленного металла;
- респираторы, перчатки и т.п.

Так же для защиты от высокой температуры и жидких расплавов ставятся ограждения, тепловые экраны, рабочая площадка печи оснащена промышленными вентиляторами отводящими тепло из этой зоны .

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

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

											Лист
											82
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР						

В отделение непрерывной разливки проводятся инструктажи по пожарной безопасности, развешиваются планы эвакуации.

Работники, эксплуатирующие электротехнические установки, электрифицированные машины и механизмы, работающие с электроинструментом, производящие уборку помещений, электроустановок и т.п. должны знать и выполнять требования инструкции по охране труда для неэлектрического персонала.

## 6.2 Анализ опасных производственных факторов

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

Травма — это повреждение тканей организма и нарушение его функций внешним воздействием. Травма является результатом несчастного случая на производстве, под которым понимают случай воздействия опасного производственного фактора на работающего при выполнении им трудовых обязанностей или заданий руководителя работ.

Опасными условиями труда являются условия труда, при которых на работника воздействуют опасные производственные факторы, воздействия которых в течение рабочего дня или его части способны создать угрозу жизни работника, а последствия воздействия данных факторов обуславливают высокий риск развития острого профессионального заболевания в период трудовой деятельности. При производстве всех технологических операций необходимо руководствоваться инструкциями по охране труда и техники безопасности, разработанными для цеха, в условиях которого осуществляется производство данной марки стали.

## 6.3 Анализ вредных производственных факторов

Вредным фактором называется воздействие на организм человека, которое может вызывать временное или стойкое ухудшение самочувствия, привести к заболеванию, нарушению здоровья потомства.

Вредными условиями труда являются условия труда, при которых уровни воздействия вредных и (или) опасных производственных факторов превышают уровни, установленные нормативами (гигиеническими нормативами) условий труда, в том числе:

1) Вредные условия труда 1 степени - условия труда, при которых на работника воздействуют вредные и (или) опасные производственные факторы, после которых состояние работника восстанавливается;

2) Вредные условия труда 2 степени - условия труда, при которых на работника воздействуют вредные и (или) опасные производственные факторы, могут вызвать стойкие изменения в организме в последствии которых образуются профессиональные заболевания (от пятнадцати лет);

3) Вредные условия труда 3 степени - условия труда, при которых на работника воздействуют вредные и (или) опасные производственные факторы, способные вызвать стойкие функциональные изменения в организме работника, приводящие к появлению и развитию профессиональных заболеваний легкой и средней степени тяжести

4) Вредные условия труда 4 степени - условия труда, при которых на работника воздействуют вредные и (или) опасные производственные факторы, уровни воздействия которых способны привести к появлению и развитию тяжелых форм профессиональных заболеваний (с потерей общей трудоспособности).

Таблица 30 - Оценка условий труда по степени вредности и (или) опасности факторов производственной среды и трудового процесса

Наименование факторов производственной среды и трудового процесса		Класс условий труда
Химический		3.1
Биологический		-
АПДФ		3.2
Акустические	Шум	3.2
	Инфразвук	2
	Вибрация общая	2
	Вибрация локальная	-
Неионизирующие излучения		2
Микроклимат		3.2
Освещение		3.1
Аэроионный состав воздуха		2

Из данной таблицы можно сделать вывод, что опасными факторами производства являются АПДФ (аэрозоли преимущественно фиброгенного действия (пыли)), шум, микроклимат.

#### 6.4 Ультразвук и инфразвук, его влияние на человека

Инфразвук - упругие волны, аналогичные звуковым, но с частотами ниже области слышимых человеком частот. Обычно за верхнюю границу инфразвуковой области принимают частоты 16—25 Гц. Нижняя граница инфразвукового диапазона неопределенна. Все механизмы, которые работают при частотах вращения меньше 20 об/с, излучают инфразвук [7 с. 55].



Благодаря большой длине инфразвук распространяется в атмосфере на большие расстояния. Практически невозможно остановить инфразвук при помощи строительных конструкций на пути его распространения. Неэффективны также средства индивидуальной защиты. Действенным средством защиты является снижение уровня инфразвука в источнике его образования. Среди таких мероприятий можно выделить следующие:

- увеличение частот вращения валов до 20 и больше оборотов в секунду;
- повышение жесткости колеблющихся конструкций больших размеров;
- устранение низкочастотных вибраций;
- внесение конструктивных изменений в строение источников

При совпадении колебаний инфразвука с колебаниями в теле последние усиливаются, что может привести к расстройству работы органа, его травме или даже разрыву на части.

Самым опасным считается промежуток от 6 до 9 Гц. Значительные психотронные эффекты сильнее всего выказываются на частоте 7 Гц, при этой частоте любая умственная работа делается невозможной, поскольку кажется, что голова вот-вот разорвется на мелкие кусочки. Звук малой интенсивности вызывает тошноту и звон в ушах, а также ухудшение зрения и безотчетный страх. Звук средней интенсивности расстраивает органы пищеварения и мозг, рождая паралич, общую слабость, а иногда слепоту. Упругий мощный инфразвук способен повредить, и даже полностью остановить сердце.

Ультразвук — звуковые волны, имеющие частоту выше воспринимаемых человеческим ухом, обычно, под ультразвуком понимают частоты выше 20кГц.

При воздействии ультразвука на организм человека происходит термическое действие вследствие превращения энергии ультразвука в тепло. Ультразвук вызывает своеобразный микромассаж за счет сжатия и растяжения мышц, что способствует кровообращению и, следовательно, улучшению функции ткани [9 с. 218]. Под влиянием ультразвука изменения происходят не только в органах, подвергшихся воздействию, но и в других частях организма. При длительном и интенсивном воздействии происходит разрушение клеток и тканей.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В выпускной квалификационной работе были рассмотрены особенности производства и легирования стали марка А32 в условиях электросталеплавильного цеха №2 на предприятии ПАО «Ашинский метзавод».

В ходе работы были рассмотрены такие этапы как: назначение сплава, технология выплавки, оборудование и сырье для производства заданной марки, используемые огнеупорные материалы. Разработана технология выплавки по схеме, пункт подготовки металлошихты → Consttel → ДСП-120 → АКП-100 → МНЛЗ → Сляб → ЛПЦ-1 → Потребитель. Выявлен главный легирующий элемент, которым является марганец, он благоприятно влияет на качество поверхности, а также снижает риск краснеломкости. Произведены расчеты материального и теплового баланса плавки, данные расчеты выполнены верно т.к. невязки находятся в допустимых пределах. Найдены возможные дефекты при получении конечного продукта на машине непрерывного литья заготовки, а также пути их устранения. В части безопасности и жизнедеятельности произведен анализ вредных производственных факторов и выявлены особо опасные, также были рассмотрены такие факторы как инфразвук и ультразвук, способы их устранения и влияние на организм человека.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		86

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Васильев, В.И. Технология судостроительных материалов: Учебное пособие / В.И. Васильев, А.Д. Гармашев, А.Д. Озерский и др. : Судостроение, 1990. - 312 с.
- 2 Линчевский, Б.В.Металлургия черных металлов/ Б.В. Линчевский, А.Л. Соболевский, А.А. Кальменев. - М.: 2009. - 303с.
- 3 Очагова, И.Г. Новости черной металлургии за рубежом /И.Г. Очагова, С.З. Афонин - выпуск №6 (48) 2005. - 116 с.
- 4 Дюдкин, Д.А. Производство стали на агрегате ковш - печь / Д.А. Дюдкин, С.Е. Гринберг, С.Н. Маринцев - Донецк : Юго- Восток, Лтд, 2003. - 300с.
- 5 Смирнов, А.Н. Крупный слиток / А.Н. Смирнов, С.Л. Макуров, В.М. Сафонов и др; Донецкий национальный техн. ун-т. - Донецк: изд-во "Вебер"(Донецкое отделение), 2009. - 278 с.
- 6 Смирнов, А.Н. Непрерывная разливка стали / С.В. Куберский, Е.В. Штепан: Учебник. - Донецк: ДонНТУ, 2011. - 482 с.
- 7 Хорбенко, И.Г. Звук. Ультразвук. Инфразвук. / И.Г. Хорбенко: Наука и прогресс, 1986. - 192 с.
- 8 Рябов, А.В. Расчет процесса электроплавки / А.В. Рябов, И.В. Чуманов: Учебное пособие. - Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. - 175 с.
- 9 Розенберг, Л.Д. Источник мощного ультразвука / Л.Д. Резенберг: Издательство "Наука" Москва, 1967. - 380 с.
- 10 Кудрин, В.А. Внепечная обработка чугуна и стали/ В.А. Кудрин. – М.: Металлургия, 2001. – 336 с.
- 11 Аналоги марок сталей / [http://www.xn--11ajq.xn--p1ai/steels\\_alloys/classification/stal\\_spetsnaznacheniya/stal\\_dlya\\_sudostroeniya/art-100322.htm](http://www.xn--11ajq.xn--p1ai/steels_alloys/classification/stal_spetsnaznacheniya/stal_dlya_sudostroeniya/art-100322.htm).

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
						87
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		