

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

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой

_____ В.А. Пашнев
_____ 2017 г

ОБОСНОВАНИЕ ЭТАПОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ЦЕПОЧКИ И
ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ 45

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА К ВЫПУСКНОЙ
КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ – 22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР

Консультант
Безопасность жизнедеятельности

_____ Чванова Е.Е.
_____ 2017 г

Руководитель проекта
(старший преподаватель)

_____ Чванова Е.Е.
_____ 2017г

Автор проекта
студент группы ДО-489

_____ Валиуллин Р.Э.
_____ 2017 г

Нормоконтролер
(старший преподаватель)

_____ Н.С. Хардукаш
_____ 2017 г

Челябинск 2017 г

АННОТАЦИЯ

Валиуллин Р.Э. Обоснование этапов технологической цепочки производства сталь 45 . – Челябинск: ЮУрГУ, ДО-489; 2017, 103 с., библиогр. список 9 наим., 6 чертежей ф. А1.

Целью работы является рассмотрение способа выплавки полупродукта в ДСП с целью получения, после внепечной обработки на АКП, стали марки 45 в ЭСПЦ – 2 в ПАО «Ашинский метзавод». Всего в пояснительной записке: 6 разделов, 103 страниц, 31 таблица, 12 рисунков, список литературных источников.

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

Целью технологической части работы является разработка технологии выплавки стали марки 45 в условиях электросталеплавильного цеха № 2 ПАО «Ашинский метзавод».

В работе также рассмотрены вопросы безопасности труда, экологии окружающей среды, ресурсо- и энергосбережения и рационального природопользования.

					22.03.02.2017.554.00.ПЗ ВКР			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разраб.</i>		Валиуллин Р.Э			<i>Обоснование этапов технологической цепочки производства сталь 45</i>	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Провер.</i>		Чванова Е.Е					6	103
<i>Н. Контр.</i>		Хардукаш Н.С.				<i>ФГАОУ ВО ЮУрГУ (НИУ) Базовая кафедра МП</i>		
<i>Утв.</i>		Пашнев В.А.						

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	8
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	9
1.1 Описание стали	9
1.2 Назначение выплавляемой стали.....	11
1.3 Описать технологию выплавки стали и работу оборудования.....	11
1.3.1 Выбор оборудования для выплавки.....	11
1.3.2 Выбор шихты для выплавки.....	17
1.3.3 Выбор огнеупорных материалов.....	18
1.3.4 Технологическая карта выплавки.....	20
1.3.5 Контроль качества продукции.....	21
2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ.....	22
2.1 Материальный баланс плавки.....	22
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА ...	74
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ.....	76
5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА.....	78
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ	80
6.1 Общие требования охраны труда	80
6.2 Анализ опасных производственных факторов.....	81
6.3 Анализ вредных производственных факторов.....	83
6.4 Сталеплавильная печь как источник загрязняющих веществ	85
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	89
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	90

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		7

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Описание стали марки 45

Конструкционная сталь 45 ГОСТ 1050-88 – это качественная углеродистая сталь, используется для производства коленчатых и распределительных валов, шпинделей, цилиндров, кулачков и других деталей. Основными заменителями стали 45 являются схожие с ней по своим свойствам стали 50Г2, 40Х и 50.

Благодаря своему химическому составу, стали 45 не страшны большие перепады температур. Детали, выполненные из этого материала, обладают максимальной прочностью и износоустойчивостью. Бандажи и шпиндели из стали 45 выдерживают высокие температуры и различные климатические воздействия. Физические свойства материала обеспечивают высокую твердость стали 45 и ее выносливость. Данный вид стали подвергается термообработке. При нагреве стали 45, ее структура представляет собой аустенит, а после ее остывания – мартенсит.

Сталь 45 отличается повышенными характеристиками прочности, выносливости, хорошо обрабатывается, доступна по стоимости. Нашла применение практически во всех областях промышленности, там, где имеют место постоянные механические нагрузки, сложные температурные условия. Изделия из стали 45, к примеру, крайне востребованные круг, шестигранник ст45, выдерживают перепады в диапазоне от 200 до 600 о С. Этот углеродистый качественный сплав с легкостью переносит температурные испытания, производимые в диапазоне 200-600°С. При удельном весе в 7826 кг/м³, этот металл обладает высокой твердостью – НВ 10⁻¹=170МПа.

Плотность стали 45 по ГОСТ 1050-88 составляет 7826-7595 кг/м³ в диапазоне 20-800°С. Углеродистая качественная сталь 45, твердость по Бринеллю которой составляет 170МПа, имеет модуль упругости в Е 10⁻⁵ = 2МПа (при 20°С) и предел прочности 245МПа.

Одним из основных недостатков стали 45 является её трудносвариваемость и плохая обрабатываемость (сталь очень жесткая).

Также, не имея в своем составе таких легирующих элементов, как никель и хром, она (как и другие подобные стали) подвержена коррозии. Сталь 45 производится в кругах, листах, квадратах, трубах.

Назначение: вал-шестерни, коленчатые и распределительные валы, шестерни, шпиндели, бандажи, цилиндры, кулачки и другие нормализованные, улучшаемые и подвергаемые поверхностной термообработке детали, от которых требуется повышенная прочность

Очень часто эта сталь находит применение при изготовлении улучшаемых деталей, которые отличаются повышенной прочностью. Это такие изделия, как плунжеры, шпиндели, оси, валы, кольца, вал-шестерни, коленчатые и кулачковые валы, болты, полуоси, рейки, втулки, губчатые венцы, оправки и другие нужные детали.

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		9

Химический состав и расшифровка стали 45

Наличие числа 45 в названии марки сырья «сообщает» о содержании около 0,45% углерода (C) [1]. Остальные «ингредиенты» распределились следующим образом: кремний (Si) – от 0,17 – до 0,37, хром (Cr) – до 0,25, марганец (Mn) - 0,5 - 0,8, никель (Ni) – до 0,25, медь (Cu) – до 0,25, фосфор (P) – до 0,035, сера (S) – до 0,04.

Таблица 1 – Химический состав стали 45(ГОСТ 1050-88), %

Предел	C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Cu	Fe
Нижний	0,42	0,17	0,5	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	97
Верхний	0,5	0,37	0,8	0,25	0,04	0,035	0,25	0,25	

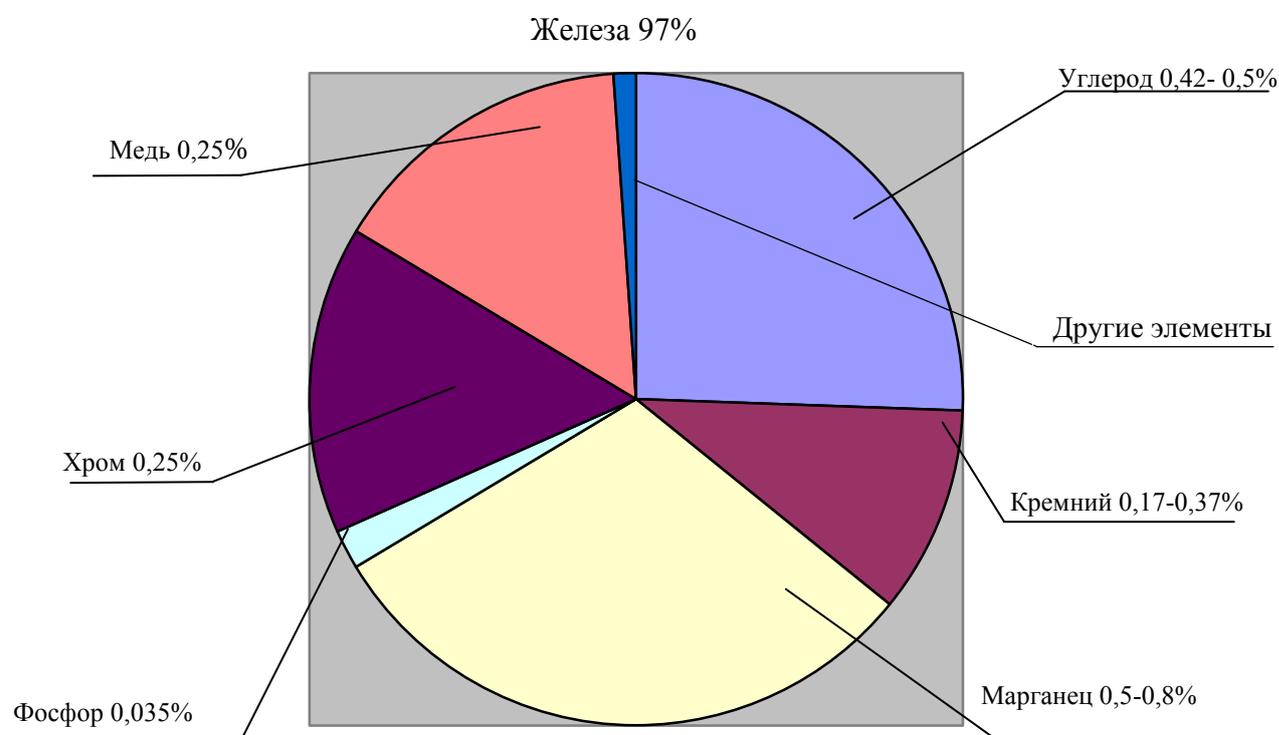


Рисунок -1 Диаграмма химического состав стали 45

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР

Лист

10

1.2 Назначение выплавляемой стали

Конструкционная углеродистая качественная сталь применяется во всех видах промышленности, где от деталей требуется повышенная прочность. Из стали 45 изготавливают всевозможные валы, шестерни, цилиндры и т.п. детали, для которых первостепенной является максимальная надежность и износостойкость. Этот сплав очень функционален и не дорог. Изделия из стали 45 способны выдерживать частые перепады температур, в том числе в промежутке от 200 до 600°С. Также эта марка стали обладает высоким пределом выносливости. Безусловно, есть у стали 45 и недостатки.

Сортамент, форма и размеры проката из стали 45 определяется следующими ГОСТами:

- круги горячекатаные - ГОСТ 2590-2006;
- прокат горячекатаный квадратный - ГОСТ 2591-88;
- прокат калиброванный круглый, квадратный и шестигранный - ГОСТ 7417-75, ГОСТ 8559-75, ГОСТ 8560-78;
- круги и квадраты кованные - ГОСТ 1133-71;
- прокат тонколистовой - ГОСТ 5582-75;
- прокат толстолистовой - ГОСТ 7350-77;
- полосы горячекатаные и кованные - ГОСТ 4405-75, ГОСТ 103-76;
- прокат со специальной отделкой поверхности - ГОСТ 14955-77.

1.3 Описать технологию выплавки сплава и работу оборудования

1.3.1 Выбор оборудования для выплавки.

Сталь 45 предлагается производить на сталеплавильных агрегатах приведенных на рисунке 2

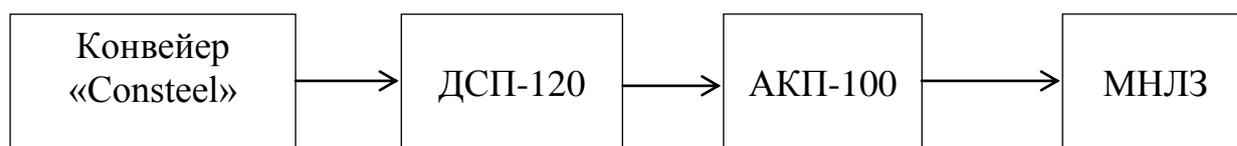


Рисунок 2- Сталеплавильные агрегаты

Загрузочный конвейер «CONSTEEL».

Установка подогрева и непрерывной загрузки в электродуговую печь по технологии «Consteel» представлена на рисунке 3.

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		11

Основные технические характеристики оборудования ДСП. Характеристики Агрегата приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Общие характеристики агрегата ДСП

Тип печи	Переменного тока с полной платформой
Система загрузки скрапа	система непрерывной загрузки - CONSTEEL
Тип выпуска жидкого металла	эркерный
Сталь на выпуске	120 т
Зеркало расплавленного металла	50 т
Диаметр кожуха	6800 мм
Внутренний диаметр панелей	6900 мм
Тип панелей	стальные и медные (нижние) трубы
Круговой диаметр электродов	1250 мм
Диаметр электрода	610 мм
Длина электрода	2700 мм

Основные технические данные АКП представлены в таблице 4

Таблица 4 – Основные технические данные агрегата ковш – печь

Наименование параметра	Величина	Примечание
Емкость ковша, т	117	120 max
Диаметр кожуха ковша в верхней части, мм	3700	
Номинальное первичное напряжение трансформатора, кВ	10	
Диаметр электрода, мм	400	
Диаметр распада электродов, мм	700	
Температура охлаждающей воды на сливе, град.С	не более 55	

Ковш, подаваемый под плавку, должен быть очищен от остатков шлака и скрапа. Температура внутренней поверхности футеровки ковша должна быть не менее 1000 °С за 5 минут до выпуска полупродукта.

Полупродукт передается в отделение непрерывной разливки стали (ОНРС) в ковше, перевозимом на передаточной тележке (сталевозе).

С целью удаления печного шлака, ковш с полупродуктом сначала устанавливают на машину скачивания шлака (МСШ). Уровень металла должен быть не выше 400 мм от верхнего края ковша. В случае его превышения на машине скачивания шлака излишки металла сливаются в шлаковую чашу.

После скачивания шлака устанавливают очищенный от шлака ковш с металлом на сталевоз АКП [2].

Установка ковша с металлом на стенд наклона МСШ и установка ковша на сталевоз под обработку на АКП осуществляется с помощью кран

Перед пуском АКП сталевар производит стыковку аргонопровода с ковшом для донной продувки, устанавливает сталевоз с ковшом в положение «под крышкой», опускает свод на ковш, состыковав газоход с газоотводящим патрубком свода, создает разрежение в газоходе до начала обработки стали и устанавливает рабочий расход аргона для продувки стали (визуально по «пятну» продувки не более 0,5м).

При нормальной работе пробки в автоматическом режиме, режимы подачи аргона должны быть согласованы с выбранным режимом нагрева (ступенью мощности) работы АКП, состоянием шлака и периодом обработки:

1. расход аргона по периодам обработки стали на АКП может изменяться в зависимости от состояния продувочного узла в пределах от 5 – 25 м³/час;

2. визуальный контроль продувки рекомендуется проводить каждые 5 - 10 минут, особенно при работе на высоких ступенях нагрева, оголение зеркала металла должно составлять не более 0,5 м в диаметре [3].

После получения заданного химического состава и температуры на АКП в ковш с металлом подают 1 м³ теплоизоляционной смеси (ТИС) марки ТИС–250ВД. После обработки металла на АКП ковш с металлом снимается со сталево́за №2 и устанавливается на сталево́з №1 с помощью крана. Применение непрерывной разливки стали [4].

Таблица 5 – Технические данные слябовой МНЛЗ

Количество ручьев, шт.	1
Радиус разливочной дуги, м.	8
Металлургическая длина машины, м.	25,68
Размерный сортамент отливаемых слябов	180x900 – 1600 мм 240x900 – 1600 мм длина слябов 4,5÷6,8 м
Скорость разливки	1,72-2,17 м/мин – для сляба толщиной 180 мм 0,97-1,22 м/мин – для сляба толщиной 240 мм
Емкость сталеразливочного ковша, т	110
Вес плавки, т	100
Цикл разливки, мин	50-60
Емкость промежуточного ковша, т	27-30
Кристаллизатор	прямой с изменением ширины и толщины
Механизм качания	гидравлический
Тип затравки	цепная
Вид резки заготовок	газовая

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

22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР

Лист

15

При практической эксплуатации осуществляется разливка с применением защитной трубы и погружного стакана, а так же аргона с добавкой разливочного порошка. Для проведения одной серии разливки стали на МНЛЗ требуется один промежуточный ковш вместимостью 27-30 тонн. Осуществление режима работы «плавка на плавку» требует использования двух промежуточных ковшей. Для обеспечения надежной и бесперебойной работы МНЛЗ стенд имеет в составе оборудования тележку промежуточного ковша полупортального типа с системой взвешивания, подъема промежуточного ковша, а так же снабжен системой управления стопором и устройством быстрой смены погружного стакана.

Устройство для приема стальной ковша и поворотный стенд МНЛЗ представлены на рисунке 3 [7].

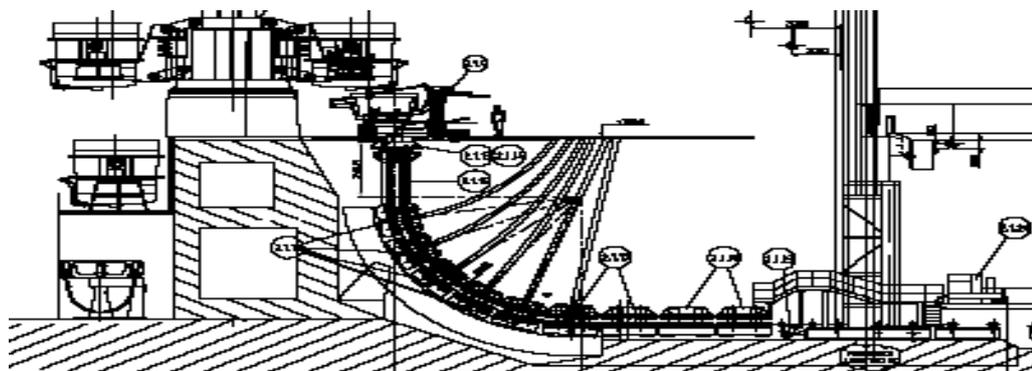


Рисунок 4 – Устройство для приема стальной ковша и поворотный стенд

Для охлаждения стали используется прямой кристаллизатор с изменением ширины и толщины, оборудованный подвесными роликами, а так же высокочастотным механизмом качания гидравлического типа с изменяемой амплитудой и формой кривой качания. Используется затравка цепного типа.

Направляющая ручья представляет собой секционированную роликовую систему с приводными и не приводными роликами, а так же гидравлическим разведением верхних траверс и автоматическим подсоединением энергоносителей. МНЛЗ имеет автоматическую систему с челночным рольгангом и системой уборки шлака. Резка непрерывнолитой заготовки на мерные длины осуществляется машиной газокислородной резки портального типа.

Для осуществления процесса непрерывной разливки стали следует выполнить следующие операции. После предварительного охлаждения необходимо осуществить снятие крышки, стопорного механизма, стопора, системы быстрой замены погружного стакана. Эти операции проводятся без специальных стендов и могут выполняться на любом свободном участке рабочей площадки. Операция сушки и разогрева промежуточного ковша производится на специальном стенде. Таких стендов установлено два, что обеспечивает требуемую производительность и сокращение затрат при непрерывной разливке.

К подготовительным операциям так же относятся: удаление скрапа на стенде выдавливания, очистка ковша от остатков металла, шлака и торкретмассы,

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР

Лист

16

установка стакана дозатора, системы быстрой смены погружного стакана, уплотнение стакана дозатора огнеупорной массой, установка бойной плиты и струегасителя.

После этого производится торкретирование, оборудование промежуточного ковша крышкой, установка стопорного механизма и стопора с регулировкой. Сушка и разогрев осуществляются по установленному режиму.

Во время работ по переоборудованию, которые необходимы между двумя сериями разливки, для подготовки МНЛЗ к следующей операции разливки производят следующие работы:

выдачу остатка слитка после закрытия стопоров промежуточного ковша, введение затравки снизу, уплотнение головки затравки. После этого установка готова к разливке следующей серии. Продолжительность подготовительного времени зависит от скорости разливки и составляет около 65 минут.

Целью непрерывной разливки стали является получение заготовок высокого качества. Заготовки отличаются однородностью как в пределах одной разлитой плавки, так и по сечению, свободны от неметаллических включений и усадочной раковины, имеют мелкозернистую, благоприятную для дальнейшей обработки первичную структуру, а так же хорошую поверхность и незначительные отходы.

1.3.2 Выбор шихты для выплавки

Основными составляющими металлошихты являются привозной и оборотный металлолом, а также чугуны.

Выбираем шихту для марки стали 45 исходя из расчета материального баланса и берем шихтовые материалы марок: Б-2 и У-13

Также используем ферросплавы и раскислители для последующего легирования в процессе выплавки : Ферросилиций - ФС 65, Ферромарганец - ФМн 78, Феррохром - ФХ 100, Алюминий - А 97.

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.

Используемые шихтовые материалы должны удовлетворять следующим требованиям:

- максимальная масса кусков шихты, используемой на плавку, не должна превышать 30 % от массы садки (с учетом загрузки завалочных устройств);
- количество крупной шихты не должно превышать 40% завалки;
- размер используемых прессованных пакетов должен быть не более 500×500×600 мм, плотность пакетов не менее 2 г/см³;
- размер кусков оборотного скрап из прокатного цеха (обрези): толщина куска 50 – 300 мм, ширина не более 1000 мм, длина не более 1500 мм;
- допускается использование стружки (без масла и воды) длиной 50 – 100 мм;

										Лист
										17
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР					

– суммарное содержание примесей, не удаляемых в процессе плавки, не должно превышать значений, установленных химическим составом выплавляемой стали, с учетом примесей, вносимых ферросплавами.

Перед завалкой шихты в печь мастером по плавке записывается химический состав ферросплавов, шихты, номера вагонов или автомобилей с шихтой, номера корзин, произвести в плавильной карте расчет элементов, вносимых составляющими металлошихты.

Расчет шихты производится на содержание в шихте углерода не менее 0,85 %.

Содержание в металлошихте элементов, не удаляемых в процессе выплавки металла, не должно превышать значений заданного химического состава.

Требуемое содержание углерода по расплавлению шихты обеспечивается введением в металлошихте углеродосодержащих добавок (чугоном, электродным боем, кусковым коксом из расчета не более 15 кг/т).

1.3.3 Выбор огнеупорных материалов

Футеровка дуговых сталеплавильных печей состоит из трёх основных частей: подины, кладки стен и свода. Основанием футеровки, вмещающим ванну печи, служит подина, играющая существенную роль при плавке стали.

Она работает в тяжёлых тепловых и механических условиях.

Поэтому она должна иметь необходимую механическую прочность при температуре (800 — 1000)°С.

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

Основные материалы, используемые для футеровки ДСП, приведены в таблице 6.

					22.03.02.2017.554.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		18

Таблица 6 – Основные материалы, используемые для футеровки ДСП

Наименование	Марка	Назначение
Периклазовый кирпич	MZ-91	Арматурной слой, рабочая футеровка нижних частей стен.
Периклазоуглеродистый кирпич	MayCarb 573-CY	Шлаковый пояс и верхние части стен
Периклазоуглеродистый кирпич	MayCarb 416-BX	Шлаковый пояс, верхние части стен Рабочее окно
Периклазоуглеродистый кирпич	MayCarb 572-GX	Нижняя зона шлакового пояса
Периклазоуглеродистый кирпич	MayCarb 415-BX	Сталевыпускное отверстие
Периклазоуглеродистый кирпич	MayCarb 413-BX	Футеровка горячих зон
Набивная масса	JENEARTH 355D	Масса для набивки подины
Порошок	Theramer Fill 226	Засыпка эркера ДСП
Заправочный материал	JEFRIT GM-1	Заправочная масса для шлакового пояса и подины

1.3.4 Технологическая карта выплавки

Данную марку стали можно выплавлять в Дуговых сталеплавильных печах.

Рассмотрим процесс производства стали 45 на предприятии ПАО «Ашинский метзавод»

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

1. Подготовка металлошихты (металлолом, скрап, чугун) и погрузка ее на конвейер.

2. Выплавка полупродукта в ДСП.

3. Внепечная обработка полупродукта в агрегате ковш-печь (АКП) с доведением стали по химическому составу до заданной марки, температуры и окисленности, требуемой для разливки на МНЛЗ.

4. Разливка стали на МНЛЗ с получением стальной заготовки – слябы.

5. Транспортировка слябов в прокатный цех или отправка потребителю.

На схеме представлен цикл выплавки стали .

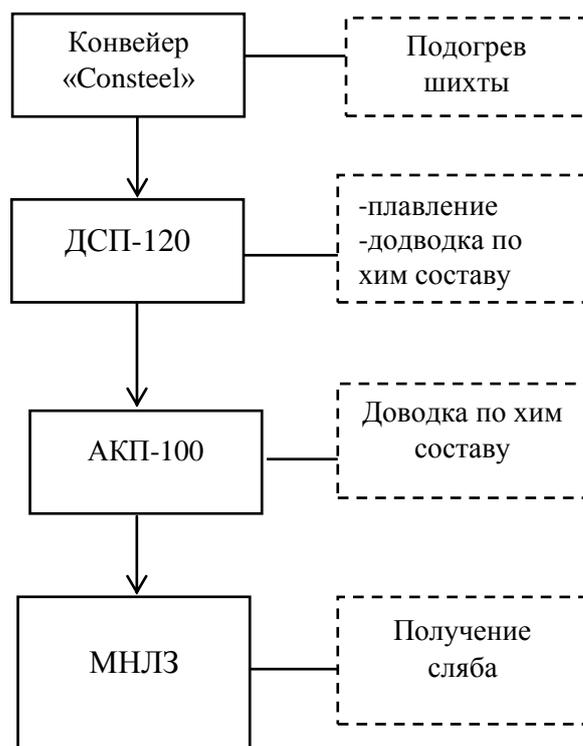


Рисунок 5- Схема цикла выплавки стали

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.554.00.ПЗ ВКР

Лист
20

1.3.5 Контроль качества продукции

Контроль качества продукции является составной частью производственного процесса и направлен на проверку надежности в процессе ее изготовления, потребления или эксплуатации.

Суть контроля качества продукции на предприятии заключается в получении информации о состоянии объекта и сопоставлении полученных результатов с установленными требованиями, зафиксированными в чертежах, стандартах, договорах поставки и других документах.

Контроль предусматривает проверку продукции в самом начале производственного процесса и в период эксплуатационного обслуживания, обеспечивая в случае отклонения от регламентированных требований качества, принятие корректирующих мер, направленных на производство продукции надлежащего качества, надлежащее техническое обслуживание во время эксплуатации и полное удовлетворение требований потребителя.

Таким образом, контроль продукции включает в себя такие меры на месте ее изготовления или на месте ее эксплуатации, в результате которых допущенные отклонения от нормы требуемого уровня качества могут быть исправлены еще до того, как будет выпущена дефектная продукция или продукция, не соответствующая техническим требованиям. Схема контроля качества представлена на Рисунке 6.

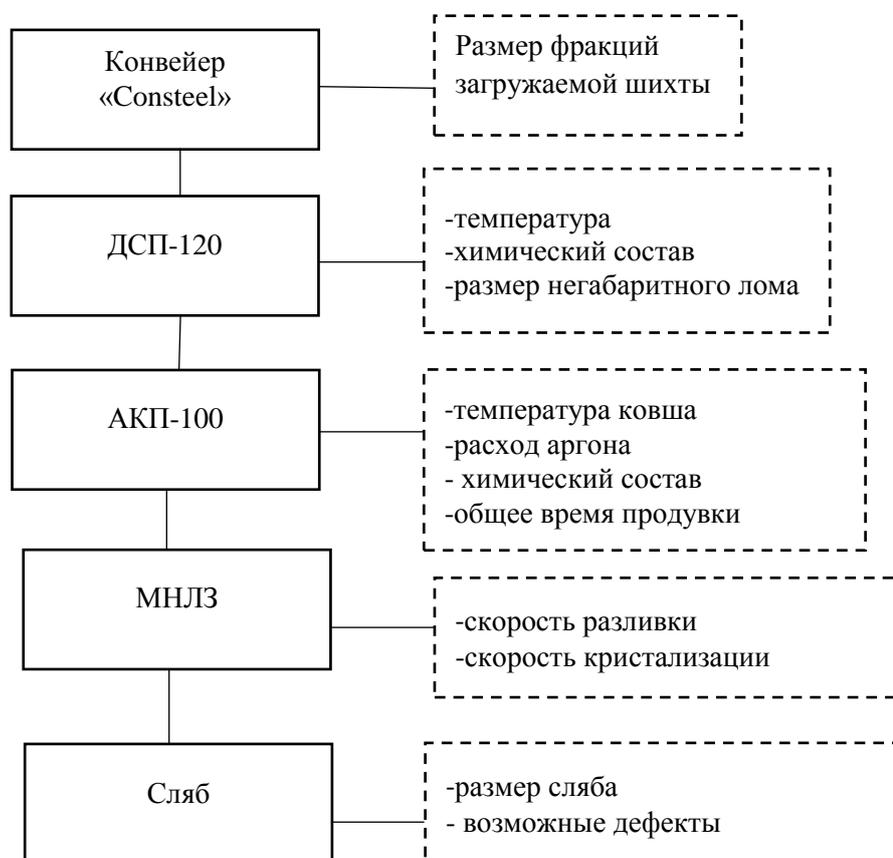


Рисунок 6 - Схема контроля качества продукции на предприятии.

2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

2.1 Материальный баланс плавки

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

Задачу выбора рационального состава для выплавки стали в "идеальных" условиях, когда в наличии есть 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. В настоящее время особенно это стало актуальным, когда в ДСП выплавляют низколегированные стали и мало заказов на сложнолегированный сортамент. В условиях современного производства предпочтительнее выплавлять в ДСП углеродистый полупродукт с последующим легированием (рафинированием) во внепечных агрегатах. Поэтому подавляющую часть шихты составляют низколегированные либо углеродистые 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 или не окисляются, на нижний предел. В качестве науглероживателей в завалку можно давать: чугун, кокс, электродный бой или высокоуглеродистые ферросплавы. Шихтовку составляют с учетом особенностей технологии выплавки стали.

На основании выше изложенного даем в завалку отходы групп Б – 2.

Следовательно, шихта для выплавки заданной марки стали может быть составлена из материалов, химический состав представлен в таблице 2. Состав шихты представлен в таблице 3.

Кроме основной металлической шихты в дуговую печь загружают известь в количестве 24кг/т и агломерат. В дуговой современной сталеплавильной печи с 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 7 – Химический состав отходов, которые предполагается использовать в завалку, %

Материал	Содержание элементов													
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	Al	W	Mo	V	Cu	Fe
Б-2	0,3	0,3	0,5	0,03	0,03	0,2	0,15	0,03	0,05	0,08	0,05	0,02	0,2	98,06
У-13	1,3	0,25	0,25	0,01	0,01	0,1	0,12	0	0	0	0	0	0,12	97,818

Таблица 8 – Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Содержимое элементов							
	Масса	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni
Б-2	36750	110,25	110,25	183,75	11,025	11,025	73,5	55,125
У-13	68250	887,25	170,625	170,625	10,92	10,92	68,25	85,3125
Всего	105000	997,5	280,875	354,375	21,945	21,945	141,75	140,4375
Всего, %	100	0,95	0,2675	0,3375	0,0209	0,0209	0,135	0,13375

Продолжение таблицы 8

материал	Содержимое элементов							
	Масса	Ti	Al	W	Mo	V	Cu	Fe
Б-2	36750	11,025	18,375	29,4	18,375	7,35	73,5	36037,1
У-13	68250	0	0	0	0	0	85,3125	66760,8
Всего	105000	11,025	18,375	29,4	18,375	7,35	158,813	102798
Всего, %	100	0,0105	0,0175	0,028	0,0175	0,007	0,15125	97,9027

Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, представлен в таблице 9 и таблице 10.

Таблица 9 – Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

Материал	Содержание										Потери при прокаливании
	CaO	SiO ₂	MgO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaF ₂	FeO	S	P ₂ O ₅	
Известь	88,00	1,30	2,00	—	0,80	0,20	—	—	—	—	7,70
Магнезит	1,00	3,00	93,00	—	1,00	2,00	—	—	—	—	—
Руда	0,10	5,25	0,30	—	4,10	—	—	90,00	0,10	0,15	[O] – 27,70
Электрод	0,118	0,565	—	—	0,317	—	—	—	—	—	[C] – 99,00

Таблица 10 – Химический состав легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

Материал	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	W	Mo	V	Cu	Al	Fe
ФС 65	—	65,00	0,40	0,05	0,02	0,40	—	—	—	—	—	2,00	32,13
ФМн 78	7,00	6,00	78,00	0,05	0,02	—	—	—	—	—	—	—	8,93
ФХ 100	0,95	1,45	—	0,02	0,02	72,50	—	—	—	—	—	—	25,06
А97	—	0,01	—	—	—	—	—	—	—	—	—	99,98	0,01

2.1.2 Выплавка стали в дуговой сталеплавильной печи

1) Период плавания

1.1) Окисление элементов

Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки в период плавания для всех элементов, входящих в таблицу 3 (таблица 6).

Таблица 11 – Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавания, %

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

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 12.

Таблица 12 – Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C	997,5	199,5	798	0,781
Si	280,875	280,875	0	0
Mn	354,375	248,0625	106,3125	0,104
P	21,945	0	21,945	0,021
S	21,945	0	21,945	0,021
Cr	141,75	28,35	113,4	0,111
Ni	140,4375	2,107	138,331	0,135
Ti	11,025	11,025	0	0
Al	18,375	18,375	0	0
W	29,4	0	29,4	0,029
V	7,35	0	7,35	0,007
Cu	158,8125	0	158,8125	0,155
Mo	18,375	0	18,375	0,018
Fe	102797,835	2055,957	100741,8783	98,616
Всего	105000	2844,251	102155,749	100

Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле (1)

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

где m_i – масса окисляющегося элемента i , кг;

$\nu_i, \nu_{i_{xjy}}$ – стехиометрические коэффициенты элемента i и оксида;

$\mu_i, \mu_{i_{xjy}}$ – молекулярные массы элемента i и оксида.

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

$$m_{O_2}(i) = m_{i_{xO_2}} - m_i, \text{ кг}, \quad (2)$$

Определение кислорода, необходимого для окисления элементов шихты.

1) Окисление углерода происходит по реакции:

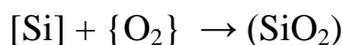


$$m_{CO} = \frac{m_C}{V_C \cdot \mu_C} \cdot V_{CO} \cdot \mu_{CO} = \frac{199,5 \cdot 28}{12} = 465,5 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления углерода:

$$m_{O_2}(C) = m_{CO} - m_C = 465,5 - 199,5 = 266 \text{ кг}$$

2) Окисление кремния происходит по реакции:



$$m_{SiO_2} = \frac{m_{Si}}{V_{Si} \cdot \mu_{Si}} \cdot V_{SiO_2} \cdot \mu_{SiO_2} = \frac{280,875 \cdot 60}{28} = 601,875 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления кремния:

$$m_{O_2}(Si) = m_{SiO_2} - m_{Si} = 601,875 - 280,875 = 321 \text{ кг}$$

3) Окисление марганца происходит по реакции:



					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		25

$$m_{MnO} = \frac{m_{Mn}}{V_{Mn} \cdot \mu_{Mn}} \cdot V_{MnO} \cdot \mu_{MnO} = \frac{248,063 \cdot 71}{55} = 320,226 \text{ кг}$$

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

С газами теряется:

$$320,226 \cdot \frac{20}{100} = 64,045 \text{ кг}$$

Из них марганца:

$$248,063 \cdot \frac{20}{100} = 49,6 \text{ кг}$$

В шлак переходит:

$$320,226 \cdot \frac{80}{100} = 256,181 \text{ кг}$$

Из них марганца:

$$248,063 \cdot \frac{80}{100} = 198,45 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления марганца:

$$m_{O_2} (Mn) = m_{MnO} - m_{Mn} = 320,226 - 248,063 = 72,164 \text{ кг}$$

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

5) Окисление хрома происходит по реакции:



$$m_{Cr_2O_3} = \frac{m_{Cr}}{V_{Cr} \cdot \mu_{Cr}} \cdot V_{Cr_2O_3} \cdot \mu_{Cr_2O_3} = \frac{28,35 \cdot 152}{104} = 41,43 \text{ кг}$$

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

С газами теряется:

$$41,435 \cdot \frac{20}{100} = 8,287 \text{ кг}$$

										Лист
										26
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР					

Из них хрома:

$$28,35 \cdot \frac{20}{100} = 5,67 \text{ кг}$$

В шлак переходит:

$$41,435 \cdot \frac{80}{100} = 33,148 \text{ кг}$$

Из них хрома:

$$28,35 \cdot \frac{80}{100} = 22,68 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления хрома:

$$m_{O_2}(Cr) = m_{Cr_2O_3} - m_{Cr} = 41,435 - 28,35 = 3,085 \text{ кг}$$

6) Во время плавления в хоне электрических дуг испаряется 1,5% никеля, имевшегося в шихте. Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 3,7406

7) Оксид титана полностью переходит в шлак. Образуется TiO_2

$$m_{TiO_2} = \frac{m_{Ti}}{V_{Ti} \cdot \mu_{Ti}} \cdot V_{TiO_2} \cdot \mu_{TiO_2} = \frac{11,025 \cdot 80}{48} = 18,375 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления титана:

$$m_{O_2}(Ti) = m_{TiO_2} - m_{Ti} = 18,375 - 11,025 = 7,35 \text{ кг}$$

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

9) При окислении алюминия образуется глинозем:

$$m_{Al_2O_3} = \frac{m_{Al}}{V_{Al} \cdot \mu_{Al}} \cdot V_{Al_2O_3} \cdot \mu_{Al_2O_3} = \frac{18,375 \cdot 102}{54} = 34,708 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления алюминия:

$$m_{O_2}(Al) = m_{Al_2O_3} - m_{Al} = 34,708 - 18,375 = 16,333 \text{ кг}$$

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		27

10) Примем, что в период плавления молибден, медь, ванадий из шихты не удаляется. Допускаем, что ванадий не окисляется по причине небольшого его присутствия в шихте.

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

Образуется, оксидов железа в пересчете на FeO

$$m_{FeO} = \frac{m_{Fe}}{V_{Fe} \cdot \mu_{Fe}} \cdot V_{FeO} \cdot \mu_{FeO} = \frac{2055,957 \cdot 72}{56} = 2643,373 \text{ кг}$$

по реакции:



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

$$2643,373 \cdot \frac{80}{100} = 2114,698 \text{ кг}$$

Из них железа:

$$2055,957 \cdot \frac{80}{100} = 2114,698 \text{ кг}$$

В шлак переходит:

$$2643,373 \cdot \frac{20}{100} = 528,675 \text{ кг}$$

Из них железа:

$$2055,957 \cdot \frac{20}{100} = 411,191 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления железа:

$$m_{O_2}(Fe) = m_{FeO} - m_{Fe} = 2643,373 - 2055,957 = 587,416 \text{ кг}$$

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		28

В конце периода плавания в печи остается следующее количество металла (с учетом угаров элементов): 102088,41 кг, содержание углерода в металле составит 0,72%.

Содержание в металле определяем по формуле:

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

$$[O] = -\left(\frac{0,00216}{0,72}\right) + 0,00884 = 0,006 \%$$

Определяем содержание кислорода в металле, которое пошло на насыщение металла, используя пропорцию (4)

$$\frac{102088,41 + x}{x} = \frac{100}{0,006},$$

где x – искомая величина, кг

102155,749 + x – масса металла с учетом содержания кислорода, кг

0,006 – содержание кислорода в металле, %

$$x = 6,206 \text{ кг}$$

1.2) шлакообразование

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

Расчет количества компонентов, вносимых в шлак, определяем по формуле:

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

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

m_j – расход шлакообразующего j , кг

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

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

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		29

$$CaO = \frac{2100 \cdot 88}{100} = 1848 \text{ кг}$$

$$SiO_2 = \frac{2100 \cdot 1,3}{100} = 27,3 \text{ кг}$$

$$MgO = \frac{2100 \cdot 2}{100} = 42 \text{ кг}$$

$$Al_2O_3 = \frac{2100 \cdot 0,8}{100} = 16,8 \text{ кг}$$

$$Fe_2O_3 = \frac{2100 \cdot 0,2}{100} = 4,2 \text{ кг}$$

В данном расчете ведем пересчет на FeO, по формуле:

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

где m_{FeO} и $m_{Fe_2O_3}$ – массы FeO и Fe₂O₃ соответственно, кг

$\mu_{Fe}(Fe_2O_3)$ и $\mu_{Fe}(FeO)$ – молекулярные массы железа в Fe₂O₃ и FeO соответственно

μ_{FeO} и $\mu_{Fe_2O_3}$ – молекулярные массы FeO и Fe₂O₃ соответственно

В пересчете на FeO (5):

$$m_{FeO} = \frac{4,2 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 3,78 \text{ кг}$$

Кроме того, выделяться в атмосферу за счет потерь при прокаливании:

$$CO_2 = \frac{2100 \cdot 7,7}{100} = 161,7 \text{ кг}$$

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

Примерный расход магнетитового порошка на заправку печи определяем по формулам (6) и (7), кг/т

$$72 \cdot m_0^{-0,294} \text{ - при немеханизированной заправке;} \quad (7)$$

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		30

$$40 \cdot m_0^{-0,17} - \text{при механизированной заправке;} \quad (8)$$

где m_0 – масса садки печи, кг

Расход магнезитового порошка равен (6):

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

Тогда магнезит внесет в шлак, кг (4):

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

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

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

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

$$Fe_2O_3 = \frac{588,365 \cdot 2}{100} \approx 11,767 \text{ кг}$$

В пересчете на FeO (5):

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

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. 450 кг. Содержание углерода в электроде составляет 99%, тогда окисляется углерода:

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

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		31

Принимаем, что 70% углерода окисляется до {CO}, а 30% – до {CO₂}. Тогда образуется:

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{0,7 \cdot 415,800}{12} \cdot 28 = 679,140 \text{ кг}$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0,3 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{0,3 \cdot 415,800}{12} \cdot 44 = 457,380 \text{ кг}$$

Количество кислорода необходимого для окисления углерода составит:

$$m_{O_2} = m_{CO} - m_C \cdot 0,7 = 679,140 - 415,800 \cdot 0,7 = 388,080 \text{ кг}$$

$$m_{O_2} = m_{CO_2} - m_C \cdot 0,3 = 457,380 - 415,800 \cdot 0,3 = 332,640 \text{ кг}$$

Итого масса кислорода на окисление углерода равна 720,720 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:

$$SiO_2 - 601,875;$$

$$MnO - 256,181;$$

$$Cr_2O_3 - 33,148;$$

$$TiO_2 - 18,375;$$

$$Al_2O_3 - 34,708;$$

$$FeO - 528,675;$$

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 6% от массы металла или

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
						32
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$\frac{(102155,749 + 6,206) \cdot 6}{100} = 6129,717 \text{ кг}$$

где (102088,41 + 5,962) – масса металла с учетом содержания кислорода, кг; шлак составляет 6% от массы металла.

Определяем количество FeO в шлаке:

$$\frac{6129,717 \cdot 15,1}{100} = 925,587 \text{ кг}$$

Это количество вносится известью, оксидами из металлической ванны и рудой, футеровкой. Известью, футеровкой и оксидами из металлической ванны в шлак внесено 4,536+10,591+528,675= 543,802 FeO. Тогда руда внесет – 925,578 – 543,802 = 381,786 кг FeO.

На образование такого количества FeO потребуется:
железа (1)

$$\frac{381,786 \cdot 56}{72} = 296,944 \text{ кг}$$

и кислорода (2)

$$381,786 - 296,944 = 84,841 \text{ кг.}$$

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

- 1) на окисление углерода – 266;
- 2) на окисление кремния – 321;
- 3) на окисление марганца – 72,164;
- 4) на окисление хрома – 13,085;
- 5) на окисление титана – 7,35;
- 6) на окисление алюминия – 16,333;
- 7) на окисление железа – 587,416;
- 8) на окисление электродов – 720,72;
- 9) на насыщение металла – 6,206;
- 10) на образование FeO – 84,841.

Всего: 2095,115.

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.

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		33

Если принять приближенно, что продолжительность плавления в 100 – тонной печи составит 40 минут, то за это время усвоится 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, м²).

Следовательно, с железной рудой и газообразным кислородом необходимо внести кислорода $2089,391 - 328,401 = 1760,99$ кг.

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

$$\frac{1766,714 \cdot 100}{27,7} = 6378,03 \text{ кг}, \quad (8)$$

где 1766,714 – необходимо внести кислорода с железной рудой, кг;
27,7 – содержание кислорода в руде, % (см. таблицу 4).

Руда, кроме кислорода, вносит железа:

$$\frac{6378,03 \cdot 62,3}{100} = 3973,513 \text{ кг}, \quad (9)$$

из них 296,944 кг остается в шлаке в виде FeO, следовательно, переходит в металл железа $3973,513 - 296,944 = 3676,568$ кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{6378,03 \cdot 0,1}{100} = 6,378;$$

$$MgO = \frac{6378,03 \cdot 0,3}{100} = 19,134;$$

$$SiO_2 = \frac{6378,03 \cdot 5,25}{100} = 334,847;$$

$$P_2O_5 = \frac{6378,03 \cdot 0,15}{100} = 9,567;$$

$$Al_2O_3 = \frac{6378,03 \cdot 4,1}{100} = 261,499;$$

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
						34
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$S = \frac{6378,03 \cdot 0,1}{100} = 6,378;$$

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака и металла (таблица 18 и 19) в конце плавления без учета дефосфорации.

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

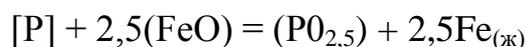
Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Известь	27,300	1848,000		3,780		16,800	42,000				1937,880
Футеровка ванны	17,651	5,884		10,591		5,884	547,180				587,190
Электрод	2,373	0,496				1,331					4,200
Оксиды из металлической ванны	601,875		256,181	528,675	33,148	34,708		18,375			1472,962
Руда	334,847	6,378		381,786		261,499	19,134		9,567	6,378	1019,589
Всего	984,046	1860,758	256,181	924,831	33,148	320,223	608,314	18,375	9,567	6,378	5021,820
Всего, %	19,595	37,053	5,101	18,416	0,660	6,377	12,113	0,366	0,191	0,127	100,000

Таблица 14 – 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	997,5	0	0	199,5	798	0,754
O	0	6,206	0	0	6,206	0,006
Si	280,875	0	280,875	0	0	0
Mn	354,375	0	198,45	49,6125	106,3125	0,100
P	21,945	0	0	0	21,95	0,021
S	21,945	0	0	0	21,945	0,021
Cr	141,75	0	22,68	5,67	113,4	0,107
Ni	140,4375	0	0	2,1065625	138,331	0,131
Ti	11,025	0	11,025	0	0	0
Al	18,375	0	18,375	0	0	0
W	29,4	0	0	0	29,4	0,028
V	7,35	0	0	0	7,35	0,007
Cu	158,8125	0	0	0	158,8125	0,150
Mo	18,375	0	0	0	18,375	0,017
Fe	102797,835	3676,568	411,19134	1644,765	104418,446	98,658
Всего	105000	3682,774	942,59634	1901,654	105838,524	100

1.4) Окислительная дефосфорация при выплавке стали

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



По экспериментальным данным получено уравнение:

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

При T=1873 К:

$$\lg K_p = \frac{1120}{1873} - 1,385 = -0,787;$$

$$K_p = 0,163$$

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

$$n_{RO} = \frac{(RO)}{\mu_{RO}}; \quad x_{RO} = \frac{n_{RO}}{\sum n_{RO}}; \quad n_R = \nu_R \cdot n_{RO}; \quad x_R = \frac{n_R}{\sum n_R},$$

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

μ_{RO} – молекулярная масса оксида RO;

ν_R – количество катионов R^+ в молекуле RO.

Таблица 15 – Состав шлака дефосфорации

Состав шлака	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	MgO	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	TiO ₂	PO _{2,5}	Σ
M _{RO}	56	60	71	72	40	102	152	80	71	-
n _{RO}	0,662	0,327	0,072	0,256	0,303	0,063	0,004	0,005	0,003	1,693
x _{RO}	0,391	0,193	0,042	0,151	0,179	0,037	0,003	0,003	0,002	1
n _{R+}	0,662	0,327	0,072	0,256	0,303	0,125	0,009	0,005	0,003	1,760
x _{R+}	0,376	0,186	0,041	0,145	0,172	0,071	0,005	0,003	0,002	1

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

$$\begin{aligned} \lg \gamma_{FeO} &= \frac{1000}{T} \cdot [2,18 \cdot X_{Mn} \cdot X_{Si} + 5,9 \cdot (X_{Ca} + X_{Mg}) \cdot X_{Si} + 10,5 \cdot X_{Ca} \cdot X_P] = \\ &= \frac{1000}{1873} \cdot [2,18 \cdot 0,04 \cdot 0,186 + 5,9 \cdot (0,376 + 0,172) \cdot 0,186 + 10,5 \cdot 0,376 \cdot 0,002] = \\ &= 0,332; \end{aligned}$$

$$\gamma_{FeO} = 2,15$$

$$\lg \gamma_{PO_{2,5}} \approx \lg \gamma_{FeO} - \frac{10500}{1873} \cdot X_{Ca} = 0,332 - \frac{10500}{1873} \cdot 0,376 = -1,775;$$

$$\gamma_{PO_{2,5}} = 0,017$$

Значение f_P определим по параметрам взаимодействия первого порядка при 1873 К:

$$\begin{aligned} \lg f_P &= e_P^C \cdot [C] + e_P^O \cdot [O] + e_P^{Si} \cdot [Si] - e_P^{Mn} \cdot [Mn] + e_P^P \cdot [P] + e_P^S \cdot [S] - e_P^{Cr} \cdot [Cr] - \\ &- e_P^{Ni} \cdot [Ni] + e_P^{Ti} \cdot [Ti] - e_P^W \cdot [W] + e_P^{Al} \cdot [Al] - e_P^{Mo} \cdot [Mo] - e_P^{Cu} \cdot [Cu] - e_P^V \cdot [V] = \\ &= 0,13 \cdot 0,753 + 0,13 \cdot 0,006 - 0,032 \cdot 0,1 + 0,062 \cdot 0,021 + 0,028 \cdot 0,023 - 0,044 \cdot 0,107 - \\ &- 0,0059 \cdot 0,131 - 0,023 \cdot 0,028 - 0,017 \cdot 0,017 - 0,035 \cdot 0,15 - 0,042 \cdot 0,007 = 0,092; \end{aligned}$$

$$f_P = 1,236.$$

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 μ_P – атомная масса фосфора,

$$L_P = \frac{31 \cdot 0,163 \cdot 1,236 \cdot (0,151 \cdot 2,15)^{2,5} \cdot 1,693}{0,017} = 37,916.$$

										Лист
										37
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР					

На окисление фосфора потребуется руды (8)

$$\frac{15,911 \cdot 100}{27,7} = 57,44 \text{ кг}$$

Руда, кроме кислорода, вносит железа (9)

$$\frac{57,44 \cdot 62,3}{100} = 35,785 \text{ кг}$$

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{57,44 \cdot 0,10}{100} = 0,057;$$

$$MgO = \frac{57,44 \cdot 0,30}{100} = 0,172;$$

$$SiO_2 = \frac{57,44 \cdot 5,25}{100} = 3,016;$$

$$P_2O_5 = \frac{57,44 \cdot 0,15}{100} = 0,086;$$

$$Al_2O_3 = \frac{57,44 \cdot 4,10}{100} = 2,355;$$

$$S = \frac{57,44 \cdot 0,10}{100} = 0,057;$$

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		39

Таблица 16 – Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Известь	27,30	1848,00	0,00	3,78	0,00	16,80	42,00	0,00	0,00	0,00	1937,880
Футеровка ванны	17,651	5,884	0	10,591	0	5,884	547,18	0			587,190
Электрод	2,373	0,496	0	0	0	1,331	0	0			4,2
Оксиды из метал. ванны	601,875	0	256,181	528,675	33,148	34,708	0	18,375	28,24	0	1501,203
Руда	337,86	6,435	0	381,786	0	263,854	19,306	0	9,653	6,435	1025,333
Всего	987,061	1860,815	256,181	924,831	33,148	322,578	608,486	18,375	37,89	6,435	5055,806
Всего, %	19,523	36,806	5,067	18,292	0,656	6,380	12,04	0,363	0,750	0,127	100

С учетом кислорода, растворенного в металле, применение железной руды (агломерата) и проведения окислительной дефосфорации ожидаемый массовый и процентный состав металла (по расплавлению шихты) представлен в таблице 22.

Таблица 17 – Баланс металла периода плавления, кг

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	997,5	-	-	199,5	798	0,754
O	-	6,206	-	-	6,206	0,006
Si	280,875	-	280,875	-	0	0
Mn	354,375	-	198,45	49,613	106,313	0,1
P	21,945	-	12,331	-	9,614	0,009
S	21,945	-	0	-	21,945	0,021
Cr	141,75	-	22,68	5,67	113,4	0,107
Ni	140,438	-	0	2,107	138,331	0,131
Ti	11,025	-	11,025	-	0	0
Al	18,375	-	18,375	-	0	0
W	29,4	-	-	-	29,4	0,028
V	7,35	-	-	-	7,35	0,007
Cu	158,813	-	-	-	158,813	0,15
Mo	18,375	-	-	-	18,375	0,017
Fe	102797,835	3712,353	411,191	1644,765	104418,446	98,670
Всего	105000	3718,559	954,927	1901,654	105826,193	100

1.4) Определение количества и состава газов в период плавления

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

Объём кислорода в воздухе:

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

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

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

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

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

Объём 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:

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

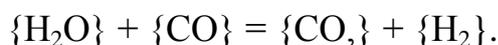
Влажность атмосферного воздуха:

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

Количество водяного пара в 1 м³ атмосферного воздуха $\rho_{\text{в.пара}} = 0,013 \text{ кг/м}^3$.

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

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции:



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		41

Необходимые коэффициенты студент согласует с руководителем проекта. 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, входящих в таблицу 3 (таблица 18).

Таблица 18 – 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	0	100	68	0	0	16	0	100	0	100	0	0	0	1,5
В шлак	0	100	80	100	0	95	0	100	0	100	0	0	0	30
В улёт	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 19.

Таблица 19 – Химический состав металла в конце окислительного периода*, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C**	798	355,047	442,953	0,427
Si	0	0	0,000	0
Mn	106	72,293	34,020	0,033
P	9,614	0	9,614	0,009
S	21,95	0	21,945	0,021
Cr	113	18,144	95,256	0,092
Ni	138,331	0	138,331	0,133
Ti	0	0	0	0
Al	0	0	0	0
W	29	0	29	0,028
V	7,350	0	7,35	0,007
Cu	158,813	0	158,813	0,153
Mo	18	0	18	0,018
Fe	104418,446	1566,277	102852,170	99,079
Всего	105819,987	2011,760	103808,226	100

* Расчет величин, приведенных в таблице, см. таблицу 7.

** Для гарантированного получения заданного состава стали необходимо получить в конце обезуглероживания содержание углерода в металле 0,36%. Тогда массу окислившегося углерода определяем по пропорции:

$$\frac{105819,987 - m_{\Delta C}}{798 - m_{\Delta C}} = \frac{100}{0,42},$$

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

1105817,987 05737,637 – $m_{\Delta C}$ – масса металла с учетом угара углерода;

798 – $m_{\Delta C}$ – масса углерода с учетом его окисления,

$$m_{\Delta C} = 355,047 \text{ кг}$$

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

$$\frac{355,047 \cdot 28}{12} = 828,444 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода (2) $828,444 - 355,047 = 473,396$ кг

Кремний. Так как мы совмещаем период плавления с окислительным периодом, кремния окислилось 100% (см. раздел 2.2).

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

Образуется MnO (1)

$$\frac{72,293 \cdot 71}{55} = 93,323 \text{ кг}$$

Испарится MnO

$$93,323 \cdot \frac{20}{100} = 18,665 \text{ кг},$$

из них Mn

$$72,293 \cdot \frac{20}{100} = 14,459 \text{ кг}$$

Перейдет MnO в шлак

$$93,323 - 18,665 = 74,658 \text{ кг},$$

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
						44
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

из них Mn

$$72,293 - 14,459 = 57,834 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления всего марганца (2)

$$93,323 - 72,293 = 21,031 \text{ кг}$$

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

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

Хром. Образуется оксида хрома Cr_2O_3 (1)

$$\frac{18,144 \cdot 152}{104} = 26,518 \text{ кг}$$

Испарится Cr_2O_3

$$26,518 \cdot \frac{5}{100} = 1,326 \text{ кг},$$

из них Cr

$$18,144 \cdot \frac{5}{100} = 0,907 \text{ кг}$$

Перейдет в шлак Cr_2O_3

$$26,518 - 1,326 = 25,192 \text{ кг},$$

из них Cr

$$18,144 - 0,907 = 17,237 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления всего хрома (2)

$$26,518 - 18,144 = 8,374 \text{ кг}$$

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.

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45

Молибден, медь, ванадий. Принимаем, что в окислительный период эти элементы из металла не удаляются.

Допускаем, что ванадий не окисляется по причине небольшого его присутствия в металле.

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

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

$$\frac{1566,277 \cdot 72}{56} = 2013,784 \text{ кг}$$

Испарится FeO

$$2013,784 \cdot \frac{70}{100} = 1409,649 \text{ кг,}$$

из них Fe

$$1566,277 \cdot \frac{70}{100} = 1096,394 \text{ кг}$$

Перейдет в шлак FeO

$$2013,784 - 1409,649 = 604,135 \text{ кг,}$$

из них Fe

$$1566,277 - 1096,394 = 469,883 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления всего железа (2)

$$2013,784 - 1566,277 = 447,508 \text{ кг}$$

Металл. В конце окислительного периода в печи остается следующее количество металла (с учетом угаров элементов) – 103805,894 кг (см. таблицу 14), содержание углерода в металле составит 0,427% (см. таблицу 14).

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)

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		46

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,427}{0,427} = 0,014\%$$

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

$$\frac{103805,894 + x}{x} = \frac{100}{0,014},$$

где x – искомая величина, кг;

103600,166 + x – масса металла с учетом содержания кислорода, кг;
0,016 – содержание кислорода в металле, %,

$$x = 14,741 \text{ кг.}$$

В конце периода плавления в металле было 5,962 кг кислорода, следовательно, на насыщение металла пошло $14,741 - 6,206 = 8,535$ кг.

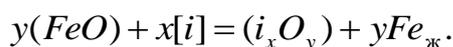
Для определения расхода технического кислорода в окислительный период составляем баланс кислорода в окислительный период, кг:

- 1) на окисление углерода — 473,396;
 - 2) на окисление марганца — 21,031;
 - 3) на окисление хрома — 8,374;
 - 4) на окисление железа — 447,508;
 - 5) на насыщение металла — 8,535;
- Всего — 958,844.

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

$$(473,396 + 21,031 + 8,374 + 8,535) \cdot \frac{30}{100} = 153,401 \text{ кг кислорода,}$$

а газообразный кислород внесет $958,844 - 153,401 = 805,443$ кислорода. (FeO) окисляет по реакции:



					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
						47
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

На это расходуется FeO

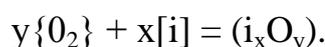
$$\frac{153,401 \cdot 72}{16} = 690,304 \text{ кг,}$$

где 153,401 – масса кислорода, вносимого FeO;
72 и 16 – молекулярные массы FeO и O, соответственно.

При этом в металл переходит железо в количестве:

$$690,304 - 153,401 = 536,903 \text{ кг.}$$

Газообразный кислород окисляет по реакции:



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

Скорость усвоения кислорода из воздуха на каждый квадратный метр площади печи на уровне откосов составляет величину порядка 10...30 кг/час. Если принять приближенно, что продолжительность окислительного периода в 100 – тонной печи составит 20 минут, то за это время усвоится кислорода:

$$20 \cdot 24,63 \cdot 0,333 = 164,036 \text{ кг}$$

Следовательно, кислородным инжектором необходимо внести кислорода:

$$828,444 - 164,036 = 641,407 \text{ кг.}$$

2.2) Определение количества и состава газов в окислительный период
Печная атмосфера. Общая масса кислорода, усвоенного из воздуха,

$$m_{O_2} = 164,201 \text{ кг}$$

Объём кислорода в воздухе:

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

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		48

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

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

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

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

Объём 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 м³ атмосферного воздуха $\rho_{\text{в.пара}} = 0,013 \text{ кг/м}^3$.

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

При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

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

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

Для этого необходима 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 678,568 кг.

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		49

Для того, чтобы внести такое количество кислорода необходимо израсходовать в окислительный период технического кислорода, при 95% – ном усвоении:

$$\frac{641,407 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 678,558 \text{ кг,}$$

где 687,779 – необходимо внести кислорода с техническим кислородом, кг;
99,5 и 95 – содержание кислорода в техническом кислороде и его усвоение, %.
Количество неусвоенного кислорода

$$\frac{678,558 \cdot 5}{100} = 33,928 \text{ кг;}$$

техническим кислород также вносит азот

$$\frac{678,558 \cdot 0,5}{100} = 3,393 \text{ кг,}$$

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:

$$m\{CO_2\} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{33,928}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 93,303 \text{ кг}$$

Для этого потребуется {CO} в количестве 93,303 – 33,928 = 59,375 кг.

На основании полученных данных составляем баланс металла окислительного периода (таблица 15, 16).

Таблица 20 – Масса и состав шлака в конце окислительного периода, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr2O3	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Плавильный шлак	987,061	1860,815	256,181	924,831	33,148	322,578	608,486	18,375	37,895	6,435	5055,806
Оксиды из металл.ванны	-	-	74,658	604,135	25,192	-	-	-	-	-	703,986
Перешло в металл	-	-	-	-690,304	-	-	-	-	-	-	-690,304
Всего	987,061	1860,815	330,839	838,663	58,340	322,578	608,486	18,375	37,89	6,435	5069,488
Всего %	19,471	36,706	6,526	16,543	1,151	6,363	12,003	0,362	0,748	0,127	100

Таблица 21 – Баланс металла окислительного периода, кг

Элемент	Металл периода плавления	Перешло в металл	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	798	-	-	355,0473	443	0,424
O	6,206	8,535	-	-	14,741	0,014
Si	0		-	-	0	0
Mn	106	-	57,834	14,4585	34,02	0,033
P	9,614	-	-	-	9,614	0,01
S	21,95	-	-	-	21,95	0,021
Cr	113	-	17,2368	0,9072	95,26	0,091
Ni	138,331	-	-	-	138,331	0,133
Ti	0	-	-	-	0	0
Al	0	-	-	-	0	0
W	29	-	-	-	29	0,028
V	7,35	-	-	-	7,35	0,007
Cu	158,813	-	-	-	158,813	0,152
Mo	18	-	-	-	18	0,018
Fe	104418,446	536,903	469,883	1096,394	103389,073	99,070
Всего	105826,193	545,438	544,954	1466,807	104359,87	100

Суммарный материальный баланс окислительного периода

Израсходовано, кг

- а) металла — 105826,193;
 б) шлака — 5055,806;
 в) технического кислорода — 678,558, в том числе:
 1) кислорода — 675,165 (включая неусвоенный),
 2) азота — 3,393;
 г) воздуха — 721,661, в том числе:
 1) кислорода — 164,201,
 2) азота — 549,715,
 3) влаги — 7,745.
 Всего: 112673,637.

Получено, кг;

- а) металла — 104359,87;
 б) шлака — 5069,488;
 в) пыли — 1429,64, в том числе:
 1) MnO — 18,665,
 2) Cr₂O₃ — 1,326,
 3) FeO — 1409,649;
 г) газов — 1423,686, в том числе:
 1) CO — 757,022 (от окисления металла с учетом догорания до CO₂),
 2) CO₂ — 112,235 (с учетом догорания CO),
 3) N₂ — 553,568,
 4) H₂ — 0,861.
 Всего: 112282,683.

Невязка — $112673,637 - 112282,683 = 0,466$ кг или $\frac{0,466}{112282,683} \cdot 100 = 0,0004\%$.

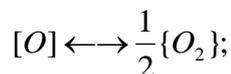
Полученная невязка находится в допустимых пределах.

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		51

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

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

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



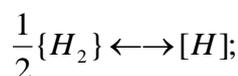
$$K_o = \frac{p_{O_2}^{1/2}}{[O]}; \quad \lg K_o = -\frac{6119}{T} - 0,151.$$

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

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

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

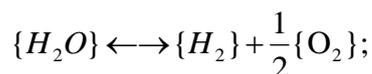
Определим равновесное содержание водорода в металле $[H]_{\text{равн}}$:



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

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

На границе шлак – газ существует равновесие:



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

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		52

Таблица 22 – Количество и состав металла в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

Элемент	Металл окислительного периода	Осталось в ДСП	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	442,953	44,295	398,657	0,424
O	14,741	1,474	13,267	0,014
Si	0	0	0	0
Mn	34,02	3,402	30,618	0,033
P	9,614	0,961	8,653	0,01
S	21,95	2,1945	19,751	0,021
Cr	95,26	9,5256	85,730	0,091
Ni	138,331	13,833	124,498	0,133
Ti	0	0	0	0
Al	0	0	0	0
W	29	2,94	26,5	0,028
V	7,35	0,735	6,615	0,007
Cu	158,813	15,881	142,931	0,152
Mo	18	1,8375	16,5	0,018
Fe	103389,073	10338,907	93050,165	99,070
Всего	104359,87	10435,987	93923,883	100

Продолжение таблицы 22

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Шлак окисл. периода	987,061	1860,815	330,839	838,663	58,340	322,578	608,486	18,375	37,895	6,435	5069,488
Осталось в ДСП	977,191	1842,207	327,531	830,276	57,757	319,352	602,402	18,191	37,516	6,371	5018,793
Всего	9,871	18,608	3,308	8,387	0,583	3,226	6,085	0,184	0,379	0,064	50,695
Всего %	19,471	36,706	6,526	16,543	1,151	6,363	12,003	0,362	0,748	0,127	100

1) Раскисление шлака и металла. 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.

												Лист
												55
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР							

Расход кокса на плавку:

$$\frac{93923,883 \cdot 0,05}{1000} = 4,696 \text{ кг}$$

Кокс внесет углерода (4)

$$\frac{4,696 \cdot 86,09}{100} = 4,043 \text{ кг}$$

Примем, что 10% углерода кокса усваивается металлом.

Кокс внесет углерод в металл:

$$\frac{4,043 \cdot 10}{100} = 0,404 \text{ кг}$$

Углерод на раскисление шлака:

$$4,043 - 0,404 = 3,639 \text{ кг}$$

Образуется СО (1)

$$\frac{3,639 \cdot 28}{12} = 8,49 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода (2)

$$8,47 - 3,639 = 4,852 \text{ кг.}$$

Зола кокса внесет в шлак (4), кг:

$$SiO_2 = \frac{4,696 \cdot 5,84}{100} = 0,274;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{4,696 \cdot 2,40}{100} = 0,113;$$

в пересчете на FeO (7) – 0,101кг.

$$Al_2O_3 = \frac{4,69 \cdot 3,00}{100} = 0,141;$$

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		56

$$CaO = \frac{4,69 \cdot 5,00}{100} = 0,235;$$

$$MgO = \frac{4,69 \cdot 0,12}{100} = 0,006;$$

$$P_2O_5 = \frac{4,69 \cdot 0,04}{100} = 0,002.$$

Кокс внесет в металл (4), кг:

$$S = \frac{4,69 \cdot 0,6}{100} = 0,028;$$

$$P = \frac{4,69 \cdot 0,01}{100} = 0,0005.$$

Кроме того, выделится в атмосферу за счет потерь при прокаливании CO_2 (4)

$$\frac{4,69 \cdot 1,30}{100} = 0,061 \text{ кг}$$

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

Восстановится FeO

$$\frac{8,387 \cdot 90}{100} = 7,548 \text{ кг}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{7,548 \cdot 16}{72} = 1,677 \text{ кг}$$

Осталось FeO в шлаке

$$8,387 - 7,548 = 0,839 \text{ кг}$$

Образуется Fe

$$7,548 - 1,677 = 5,871 \text{ кг}$$

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		57

Восстановится Cr_2O_3

$$\frac{0,583 \cdot 90}{100} = 0,525 \text{ кг}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{0,525 \cdot 48}{152} = 0,166 \text{ кг}$$

Осталось Cr_2O_3 в шлаке

$$0,583 - 0,525 = 0,058 \text{ кг.}$$

Образуется Cr

$$0,525 - 0,166 = 0,359 \text{ кг}$$

Восстановится MnO

$$\frac{3,308 \cdot 90}{100} = 2,978 \text{ кг}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{2,978 \cdot 16}{71} = 0,671 \text{ кг}$$

Осталось MnO в шлаке

$$3,308 - 2,978 = 0,331 \text{ кг}$$

Образуется Mn

$$2,978 - 0,671 = 2,307 \text{ кг}$$

Восстановится P_2O_5

$$\frac{0,379 \cdot 90}{100} = 0,341 \text{ кг}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{0,341 \cdot 80}{142} = 0,192 \text{ кг}$$

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		58

Осталось P₂O₅ в шлаке

$$0,379 - 0,192 = 0,038 \text{ кг.}$$

Образуется P

$$0,341 - 0,192 = 0,149 \text{ кг.}$$

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

FeO – 1,677;
Cr₂O₃ – 0,166;
MnO – 0,671;
P₂O₅ – 0,192;
Всего – 2,706

Коксом связано 4,852 кг кислорода.

Следовательно, из печной атмосферы поступит кислорода:

$$4,852 - 2,706 = 2,145 \text{ кг}$$

Таблица 23 – Количество и состав металла в ковше после раскисления, кг

Элемент	Металл в ковше	Раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	398,657	0,404	399,06	0,425
O	13,267	-	13,267	0,014
Si	0	-	0	0
Mn	30,618	2,307	32,925	0,035
P	8,653	0,149	8,802	0,01
S	19,751	0,028	19,779	0,021
Cr	85,730	0,359	86,090	0,092
Ni	124,498	-	124,498	0,133
Ti	0	-	0	0
Al	0	-	0	0
W	26,5	-	26,5	0,028
V	6,615	-	6,615	0,007
Cu	142,931	-	142,931	0,152
Mo	16,5	-	16,5	0,018
Fe	93050,165	5,871	93056,036	99,066
Всего	93923,883	9,118	93933,0	100

Таблица 24 – Количество и состав шлака в ковше после раскисления, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Шлак в ковше	9,871	18,608	3,308	8,387	0,583	3,226	6,085	0,184	0,379	0,064	50,695
Раскисление	0,274	0,235	-2,978	-7,447	-0,525	0,141	0,006	-	-0,339	-	-10,633
Всего	10,145	18,843	0,331	0,940	0,058	3,367	6,090	0,184	0,040	0,064	40,062
Всего %	25,323	47,034	0,826	2,347	0,146	8,404	15,203	0,459	0,099	0,161	100

б) Предварительное легирование

После раскисления шлака в металле при содержании углерода 0,364% содержится 0,016% или 14,504 кг кислорода.

Чтобы провести предварительное легирование, вводим в ковш на средний предел ферромарганец, феррохром, ферросилиций. Никель даем на средний предел перед выпуском на дно ковша.

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:

$$m_{Si} = \frac{93933 \cdot (0,27 - 0)}{100} = 253,619;$$

$$m_{Mn} = \frac{93933 \cdot (0,65 - 0,035)}{100} = 577,64;$$

$$m_{Cr} = \frac{93933 \cdot (0,25 - 0,092)}{100} = 148,743;$$

$$m_{Me_{прогн}} = \sum m_i + m_{Me} = 253,619 + 577,64 + 148,743 + 93933 = 94913 \text{ кг}$$

											Лист
											60
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР						

Для более точного расчета массы легирующих используем формулу:

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

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

Кремний. Для раскисления стали кремнием необходимо внести ФС65 (12)
 $\frac{94913 \cdot (0,27 - 0)}{65} = 394,254$ кг или $\frac{65 \cdot 394,254}{100} = 256,265$ 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 $\frac{256,265 \cdot 20}{100} = 51,253$ кг кремния и $\frac{394,254 \cdot 2}{100} = 7,885$ кг алюминия.

Это количество кремния свяжет кислорода $\frac{51,253 \cdot 32}{28} = 58,575$ кг; алюминий свяжет $\frac{7,885 \cdot 48}{54} = 7,009$ кг кислорода.

При этом образуется и перейдет в шлак: $\frac{51,253 \cdot 60}{28} = 109,828$ кг SiO_2 и $\frac{7,885 \cdot 102}{54} = 14,894$ кг Al_2O_3 .

ФС65 внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{394,254 \cdot 80 \cdot 65}{100 \cdot 100} = 205,012;$$

$$Mn = \frac{394,254 \cdot 0,4}{100} = 1,577;$$

$$P = \frac{394,254 \cdot 0,05}{100} = 0,197;$$

$$S = \frac{394,254 \cdot 0,02}{100} = 0,079;$$

$$Cr = \frac{394,254 \cdot 0,4}{100} = 1,577;$$

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
						61
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$Fe = \frac{394,254 \cdot 32,13}{100} = 126,671.$$

Хромом определяем расход высокоуглеродистого ферромарганца ФХ100 (12):

$$\frac{94913 \cdot (0,25 - 0,092)}{72,5} = 207,303$$

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

Выгорает $\frac{207,303 \cdot 1,45 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 0,601$ кг кремния.

Это количество свяжет кислорода $\frac{0,601 \cdot 32}{28} = 0,687$ кг

При этом образуется и перейдет в шлак: $\frac{0,601 \cdot 60}{28} = 1,288$ кг SiO₂.

ФХ100 внесет в металл, кг:

$$C = \frac{207,303 \cdot 0,95}{100} = 1,969;$$

$$Si = \frac{207,303 \cdot 1,45 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 2,405;$$

$$P = \frac{207,303 \cdot 0,02}{100} = 0,041;$$

$$S = \frac{207,303 \cdot 0,02}{100} = 0,041;$$

$$Mn = \frac{207,303 \cdot 72,5}{100} = 150,295;$$

$$Fe = \frac{207,303 \cdot 25,06}{100} = 51,95.$$

Марганец. Определяем расход высокоуглеродистого ферромарганца ФМн 78 (12):

$$\frac{94913 \cdot (0,65 - 0,035)}{78} = 748,29 \text{ кг}$$

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		62

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

$$\text{Выгорает } \frac{748,29 \cdot 6 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 8,979 \text{ кг кремния.}$$

$$\text{Это количество свяжет кислорода } \frac{8,979 \cdot 32}{28} = 10,262 \text{ кг}$$

$$\text{При этом образуется и перейдет в шлак: } \frac{8,979 \cdot 60}{28} = 19,241 \text{ кг SiO}_2.$$

ФМн 78 внесет в металл, кг:

$$C = \frac{748,29 \cdot 7}{100} = 52,38;$$

$$Si = \frac{748,29 \cdot 6 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 35,918;$$

$$P = \frac{748,29 \cdot 0,05}{100} = 0,374;$$

$$S = \frac{748,29 \cdot 0,02}{100} = 0,15;$$

$$Mn = \frac{748,29 \cdot 78}{100} = 583,666;$$

$$Fe = \frac{748,29 \cdot 8,93}{100} = 66,822.$$

в) Окончательное раскисление стали

Для окончательного раскисления металла используем алюминий. Необходимо понизить количество до 0,005% $\left(\frac{0,005 \cdot 94913}{100} = 4,746 \text{ кг} \right)$ т.е связать $13,267 - 4,746 = 8,521 \text{ кг}$,



$$\text{Для этого потребуется алюминия } \frac{8,521 \cdot 54}{48} = 9,587 \text{ кг}$$

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		63

Во время раскисления металла образуется и переходит в шлак Al_2O_3
 $\frac{9,587 \cdot 102}{54} = 18,108$ кг

С учетом остаточного содержания алюминия в металле 0,02%
 $\left(\frac{0,02 \cdot 94913}{100} = 18,983 \text{ кг} \right)$ общий расход алюминия для раскисления металла
 принимаем равным $18,983 + 9,587 = 28,569$ кг.

Чтобы внести такое количество алюминия необходимо использовать А97

$$\frac{28,569 \cdot 100}{99,98} = 28,575 \text{ кг}$$

А 97 также внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{28,575 \cdot 0,01}{100} = 0,003;$$

$$Fe = \frac{28,575 \cdot 0,01}{100} = 0,003.$$

2) Шлакообразование

а) Расчет компонентов вносимых известью в шлак.

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

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

где $m_{(CaO)п.шл}$, $m_{(SiO_2)п.шл}$ – содержание (CaO) и (SiO₂) в первом шлаке, кг;

$m_{(CaO)изв}$, $m_{(SiO_2)изв}$ – содержание (CaO) и (SiO₂) в извести, кг.

Откуда следует, что масса извести, кг,

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

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		64

где $CaO_{\text{изв}}$, $SiO_{2\text{изв}}$ – содержание CaO и SiO_2 в извести (см. таблицу 4), %.
Тогда масса извести по формуле (13):

$$m_{\text{изв}} = \frac{4 \cdot (10,145 + 109,828 + 1,288 + 19,241) - 18,843}{\frac{88}{100} - 4 \cdot \frac{1,3}{100}} = 656 \text{ кг}$$

Известь внесёт в шлак (4), кг:

$$CaO = \frac{88 \cdot 656}{100} = 577,28;$$

$$SiO_2 = \frac{1,3 \cdot 656}{100} = 8,528;$$

$$MgO = \frac{2 \cdot 656}{100} = 13,12;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,8 \cdot 656}{100} = 5,248;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 656}{100} = 1,312, \text{ в пересчете на } FeO \text{ (5) – } 1,181$$

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

$$\frac{7,7 \cdot 656}{100} = 50,512 \text{ кг } CO_2.$$

б) Расчет компонентов, вносимых плавиковым шпатом.

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

$$m_{\text{пл.шп}} = \frac{656}{4} = 164 \text{ кг}$$

Плавиковый шпат внесёт в шлак (4), кг:

$$CaO = \frac{0,5 \cdot 164}{100} = 0,82;$$

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		65

$$SiO_2 = \frac{3,6 \cdot 164}{100} = 5,904;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 164}{100} = 0,328;$$

$$CaF_2 = \frac{94 \cdot 164}{100} = 154,16;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{1,5 \cdot 164}{100} = 2,46, \text{ в пересчете на FeO (5) - 2,214.}$$

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

$$\frac{0,2 \cdot 164}{100} = 0,328 \text{ кг } CO_2.$$

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

$$SiO_2 - 130,358;$$

$$Al_2O_3 - 14,894.$$

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 плавок. Следовательно, расход футеровки на одну плавку составит:

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

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

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

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

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		66

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

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

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

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

3) Десульфурация стали шлаком

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.

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		67

Таблица 25 – Количество и состав металла во время десульфурации, кг

Элемент	Металл после раскисления шлака	Легирование и раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	399,062	54,381	453,443	0,476
O	13,267	-8,521	4,746	0,005
Si	0	243,338	243,338	0,256
Mn	32,925	585,243	618,168	0,649
P	8,802	0,613	9,414	0,010
S	19,779	0,270	20,049	0,021
Cr	86,090	151,872	237,961	0,250
Ni	124,498	0	124,498	0,131
Ti	0	0	0	0
Al	0	28,569	28,569	0,030
W	26,46	0	26,460	0,028
V	6,615	0	6,615	0,007
Cu	142,931	0	142,931	0,150
Mo	16,5375	0	16,538	0,017
Fe	93056,036	245,44628	93301,482	97,9706
Всего	93933,001	1301,211	95234,212	100

Таблица 26 – Количество и состав шлака десульфурации, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	CaF ₂	Σ
Шлак после раскисления	10,145	18,843	0,331	0,940	0,058	3,367	6,090	0,184	0,040	0,064	0	73,255
Известь	8,528	577,280	0	1,181	0	5,248	13,120				0	605,357
Плавленый шпат	5,904	0,820	0	2,214	0	0,328	0	0	0		154,160	163,426
Продукты раскисления	130,358					14,894						145,252
Футеровка	2,744	0,844	0	4,370	4,222	1,689	27,867					41,737
Всего	157,679	597,788	0,331	8,705	4,281	25,526	47,078	0,184	0,040	0,064	154,160	995,834
Всего %	15,834	60,029	0,033	0,874	0,430	2,563	4,727	0,018	0,004	0,006	15,480	100

Полученный шлак имеет высокое содержание CaO, низкое содержание оксидов железа и хрома, содержит более 10% фторида кальция. Такой шлак обладает значительной десульфураторной 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 λ – кратность шлака (см. 2.2.3), %; L_s – коэффициент распределения серы между шлаком и металлом;

$$\lambda = \frac{1027,423}{91087,003} \cdot 100 = 1,12\%.$$

Коэффициент распределения серы находится по эмпирическому выражению:

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

где a_o – активность кислорода в расплаве, f_s – коэффициент активности серы.

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

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

$$\begin{aligned} \lg f_o = & -0,20 \cdot 0,005 - 0,45 \cdot 0,476 - 0,131 \cdot 0,256 - 0,021 \cdot 0,649 + 0,07 \cdot 0,01 - 0,133 \cdot 0,021 - 0,04 \cdot 0,25 + \\ & + 0,006 \cdot 0,131 + 0,0085 \cdot 0,028 + 0,0035 \cdot 0,017 - 0,3 \cdot 0,007 - 0,013 \cdot 0,15 - 3,9 \cdot 0,03 = -0,394; \end{aligned}$$

$$f_o = 0,404;$$

$$a_o = f_o \cdot [\%O] = 0,404 \cdot 0,005 = 0,00205;$$

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

$$\lg f_s = -0,028 \cdot 0,021 + 0,11 \cdot 0,476 + 0,063 \cdot 0,256 - 0,026 \cdot 0,649 + 0,29 \cdot 0,01 - 0,27 \cdot 0,005 - 0,011 \cdot 0,25 +$$

$$+ 0,0097 \cdot 0,028 + 0,0027 \cdot 0,017 - 0,016 \cdot 0,007 - 0,0084 \cdot 0,15 + 0,035 \cdot 0,03 = 0,05$$

Тогда $\lg L_s = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{60,091 + 0,05 \cdot 4,732}{15,847 + 0,6 \cdot 2,566} - \lg(0,00205) + 0,049 = 2,95;$

$$L_s = 891,534.$$

$$[S]_K = \frac{100 \cdot 0,021 + 1,045 \cdot 0,006}{100 + 891,534 \cdot 1,045} = 0,002.$$

Определяем количество удалившейся серы по пропорции:

$$\frac{95234,2 - x}{20,049 - x} = \frac{100}{0,00205},$$

где x – искомая величина, кг; $95234,2 - x$ – масса металла с учетом окисления серы, кг;

$20,049 - x$ – масса серы в металле с учетом окисления, кг;

$0,00205$ – содержание серы в металле, %,

$$x = 18,101 \text{ кг.}$$

4) Доведение стали до заданного химического состава

Окончательная корректировка металла по химсоставу, если это необходимо, проводится порошковой проволокой соответствующих ферросплавов.

Количество и состав металла перед подачей на разливку приведены в табл. 27.

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		70

Таблица 27 – Баланс металла после доводки и десульфурации, кг

Элемент	Металл до десульфурации	Десульфурация	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	453,443	-	453,443	0,476
O	4,746	-	4,746	0,005
Si	243,338	-	243,338	0,256
Mn	618,168	-	618,168	0,65
P	9,414	-	9,414	0,010
S	20,049	18,101	1,948	0,002
Cr	237,961	-	237,961	0,25
Ni	124,498	-	124,498	0,131
Ti	0	-	0	0
Al	28,569	-	28,569	0,030
W	26,46	-	26,460	0,0
V	6,615	-	6,615	0,007
Cu	142,931	-	142,931	0,150
Mo	16,5375	-	16,5	0,0
Fe	93301,482	-	93301,482	97,989
Всего	95234,212	18,101	95216,111	100

Видно, что химический состав стали полностью соответствует заданному и не нуждается в корректировке. Окончательный состав шлака восстановительного периода представлен в таблице 29.

Таблица 28 – Масса и состав конечного шлака, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	CaF ₂	Σ
Шлак до десульфурации	157,679	597,788	0,331	8,705	4,281	25,526	47,078	0,184	0,040	0,064	154,160	995,834
Десульфурация	-	-	-	-	-	-	-	-	-	18,101	-	18,101
Всего	157,679	597,788	0,331	8,705	4,281	25,526	47,078	0,184	0,040	18,165	154,160	1013,935
Всего %	15,551	58,957	0,033	0,859	0,422	2,517	4,643	0,018	0,004	1,792	15,204	100

Суммарный материальный баланс восстановительного периода

Израсходовано, кг

- а) металла — 104359,87;
 - б) шлака — 5069,488;
 - в) футеровки ковша — 42,222;
 - г) шлакообразующих — 820,000, в том числе:
 - 1) извести — 656,000,
 - 2) плавикового шпата — 164,000;
 - д) легирующих и раскислителей — 1383,118, в том числе:
 - 1) А97 — 28,575
 - 2) ФС65 — 394,254
 - 3) ФМн78 — 748,29
 - 4) ФХ100 — 207,303
 - 5) кокса — 4,696;
 - е) кислорода на окисление кокса, кремния и алюминия — 78,678.
- Всего: 111753,377.

Получено, кг;

- а) металла — 105652,1, в том числе:
 - 1) в ДСП — 10435,987,
 - 2) в ковше — 95216,111;
 - б) шлака — 6032,728, в том числе:
 - 1) в ДСП — 5018,793,
 - 2) в ковше — 1013,935;
 - в) газов — 59,063, в том числе:
 - 1) CO₂ (известь) — 50,512,
 - 2) CO₂ (плавиковый шпат) — 0,328,
 - 3) CO₂ (кокс) — 0,061,
 - 4) CO (кокс) — 8,49.
- Всего: 111743,89.

Невязка — $111753,377 - 111743,89 = 9,488$ кг или $\frac{9,488}{111753,377} \cdot 100 = 0,00849\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		72

Суммарный материальный баланс плавки

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

- 1) Отходов Б-2 — 36750;
- 2) У-13 — 68250
- 3) ФМн78 — 748,29;
- 4) ФХ-100 — 207,303
- 5) ФС65 — 394,254;
- 6) А97 — 28,575;
- 7) кокса — 4,696;
- 8) извести (суммируется по всем периодам) — 2756,000;
- 9) плавикового шпата — 164,000;
- 10) футеровки печи — 587,19;
- 11) футеровки печи-ковша — 42,222;
- 12) руды — 6435,47;
- 13) газов (суммируется по всем

периодам) — 2922,220.

Всего: 119290,220.

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

- 1) металла (в ковше и в ДСП) — 105652,1;
 - 2) шлака в ДСП — 5018,793;
 - 3) шлака печи-ковша — 1013,935;
 - 4) пыли, уносимой газами (суммируется по всем периодам) — 3618,777;
 - 5) газов (суммируются по всем периодам) — 4361,389.
- Всего: 119664,99.

Невязка — $119664,99 - 119290,22 = 374,772$ кг или $\frac{374,772}{119664,99} \cdot 100 = 0,313\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		73

4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

Сталь 45 имеет довольно много зарубежных аналогов, некоторые из них представлены в таблице 31

Таблица 31- зарубежные аналоги марки Стали 45.

США	Германия	Китай	Великобритания	Италия
1044	1.0503	45H	060A47	1C45
1045	1.1191	ML45	080M	C43
1045H	C45	SM45	1449-50FS	C45R
G10420	C45E	ZG310-570	50HS	C46

Дуговая печь постоянного тока Comelt

Дуговая печь постоянного тока Comelt с несколькими наклонными под углом 40 град. электродами, пропущенными через периферийную часть свода, и с сочлененной со сводом шахтой, где происходит подогрев лома отходящими газами, разработана фирмой Voest Alpine Industrieanlagenbau. Опытная печь постоянного тока с четырьмя графитовыми электродами диаметром 250 мм и подовым анодом (Рисунок 10) была сооружена на базе плазменной печи вместимостью 50 т на заводе в Линце (Австрия) [8].

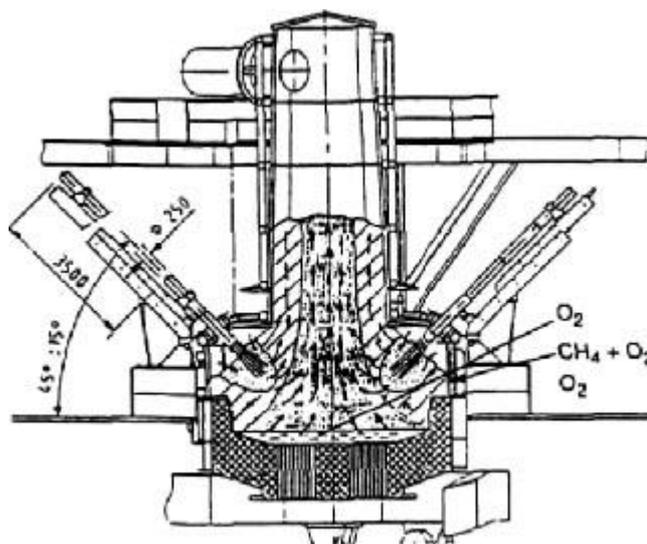


Рисунок 10 -Дуговая печь Comelt

Дуги длиной 0,5 - 1,2 м горят по оси электродов, образуя в шихте полости длиной до 1,7 м. Лом поступает по транспортеру в верхнюю часть шахты со скоростью около 25 т/мин. После выпуска металла в печь загружают 60-80 % всей шихты вместе с известью и коксом. Печь оборудована тремя газокислородными горелками и тремя кислородными фурмами для дожигания монооксида углерода.

Каждая пара электродов питается через свой трансформатор мощностью 48 МВ-А. Максимальные значения силы тока и напряжения на дуге составляют соответственно 29 кА и 850 В.

Печь тщательно герметизирована, отходящие газы проводят через слой шихты. Собираемую пыль можно возвращать в печь, вдувая через полый электрод в токе азота.

Плавку ведут под вспененным шлаком. Считают, что при вместимости печи Comelt более 150 т продолжительность плавки составит менее 40 мин. При этом по сравнению с обычной дуговой печью общая экономия энергии составит около 100 кВт-ч/т, расход электродов будет на 30 % меньше (0,9 вместо 1,4 кг/т), снизятся удельные капитальные расходы и затраты на ремонт (на 15-20%). Конструкция печи Comelt обеспечивает полное улавливание выделяющихся газов при уменьшении их объема на 70 %, снижение шумовыделения на 15-20 дБ, уменьшение фликера на 25-50 %.

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		77

5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

Доля стали, выплавляемой в мире в электродуговых печах, составляет более одной трети в настоящее время и по прогнозам возрастает. Процесс станет более эффективным, расширится сырьевая база, включая продукты прямого восстановления, жидкий и чушковый чугун. Благодаря более интенсивному использованию кислородной продувки и подогреву лома снизится расход электроэнергии.

Фирма «BSE»(Германия) разработала манипулятор для электродуговых печей, имеющий три трубки. Две крайние трубки предназначены для вдувания кислорода, а средняя - углерода. Дистанционное управление позволяет регулировать положение каждой трубки в вертикальном направлении в пределах 0-25°. Кроме того, крайние трубки могут поворачиваться в горизонтальном направлении на угол до $\pm 30^\circ$. Трубки алитированные диаметром 32 мм. Манипулятор для вдувания кислорода на рисунке 11.

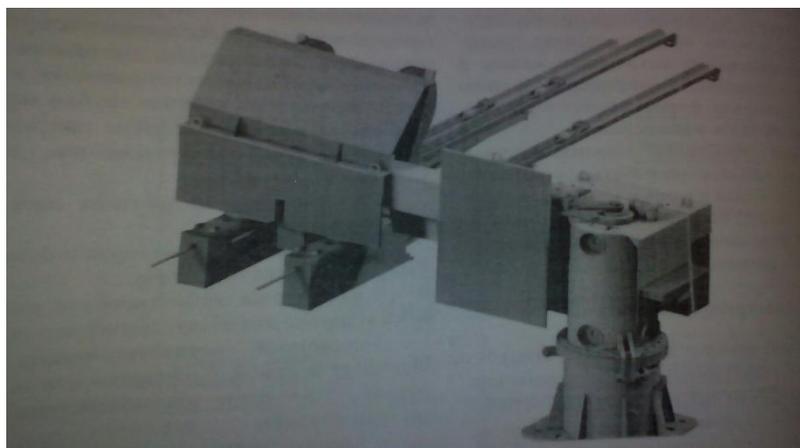


Рисунок 11 – Манипулятор для вдувания кислорода и углерода

Применение манипулятора дает следующие преимущества:

- улучшение условий труда и безопасность обслуживающего персонала;
- увеличение эффективности использования кислорода для обезуглероживания металла;
- ускорение металлургических реакций благодаря высокой турбулентности и, соответственно, улучшение взаимодействия жидкого металла и шлака;
- замена части электроэнергии химической энергией при комбинированном вдувании кислорода и углерода;
- снижение тепловых потерь;
- сокращение продолжительности плавки благодаря сокращению продолжительности рафинирования;
- улучшение условий эксплуатации огнеупоров и водоохлаждаемых панелей.

										Лист
										78
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР					

при несоблюдении правил и требований безопасности и неосторожном обслуживании агрегата внепечной обработки. Они же являются источником теплового излучения. Для защиты рабочего персонала от теплового излучения источники излучения закрываются защитными экранами. С целью уменьшения времени пребывания персонала в зоне повышенных температур используются способы дистанционного и автоматического управления процессами.

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

К средствам коллективной защиты относятся:

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

К средствам индивидуальной защиты относятся:

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

6.3 Анализ вредных производственных факторов

Вредным производственным фактором называется такой производственный фактор, воздействие которого на работающего в определенных условиях приводит к заболеванию или снижению трудоспособности [9].

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

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

Источниками запыленности являются: взаимодействие струи несущего перемешивающего газа с жидким металлом

					22.03.02.2017.554.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		83

в то время как продукция металлургических предприятий составляет лишь 17% от общего объема промпроизводства. Предприятия черной металлургии «специализируются», прежде всего, на оксиде углерода, которого выбрасывают в воздух по 1,5 млн. тонн в год. Количество и физико-химические свойства пылегазовых выбросов электропечей зависят от их емкости, состава шихты, марок выплавляемых сталей и сплавов, ведения технологического процесса. В процессе плавки стали в электропечи количество газа изменяется и достигает максимального значения в период кипения. В среднем газ, выделяющийся из печи, имеет следующий химический состав (по объему): до 68 % CO; до 30 % CO₂; до 21 % O₂; 30—79 % H₂. Кроме того, в газе содержится до 10 мг/м³ окислов серы. Температура газа на выходе из печи составляет около 1600 °С. Ввиду наличия в газе CO он взрывоопасен и поэтому перед направлением на очистку окись углерода дожигают в специальном устройстве.

Газы, выходящие из печи, содержат пыль в количестве 50—60 г/м³. Пыль состоит из окислов железа, кремния, алюминия, марганца, кальция и др. Плотность пыли 4—4,2 г/см³, насыпная плотность 1,2 г/см³; угол естественного откоса 20-25°

Способы отвода газа от электропечи.

Количество газа, поступающего на очистку, зависит от способа его отвода от электропечи. Для улавливания и отвода газов, выходящих от электропечей, применяют:

1 Фонари или вытяжные шахты в крыше цеха, через которые попавший в цех газ удаляется естественным путем.

В некоторых случаях для улучшения общеобменной вентиляции в шахтах или в крыше печных пролетов устанавливают вентиляторы.

При таком методе отвода газ сначала попадает в цех, загрязняет его атмосферу, а затем удаляется из цеха в неочищенном от пыли виде. Большая часть крупной пыли оседает в производственных помещениях. По санитарным условиям и технике безопасности такой метод отвода газа неприемлем.

2 Установку над электропечью зонта полностью перекрывающего в плане свод печи, в конструкции зонта предусмотрено специальное устройство 8 над загрузочным окном печи, предназначенный для улавливания газа, выходящего при загрузке и в процессе работ печи. В верхней части зонта имеются отверстия для пропускания электродов. Во время выпуска стали из печи зонт отводят в сторону. В процессе работы печи в живом сечении зонта при помощи дымососа создается разрежение, позволяющее улавливать выходящий из печи газ. Вместе с газом в зонт из цеха подсасывается воздух, в результате чего объем газа поступающего на газоочистку, резко возрастает. Поэтому устройство зонта над электропечью требует установки газоочистки и дымососов большой производительности. При отсосе через зонт не все количество выделяющегося из печи газа попадает в зонт. Часть запыленного газа проникает в здание цеха, загрязняя его, а затем при выходе через фонарь вызывает загрязнение атмосферы.

3 Секционный отсос представляет собой усовершенствованное укрытие. Оно состоит из нескольких секций, присоединенных к вытяжному газопроводу

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		86

Для любого предприятия ISO сертификация - показатель качества и надёжности.

					22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		88

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В выпускной квалификационной работе изучены особенности технологии производства стали марки 45. Все поставленные задачи выполнены: изучены характеристики стали 45 и оборудования используемого при производстве, а также рассчитан материальный баланс плавки и тепловой расчёт печи.

Технологический процесс производства включает следующие этапы:

- подготовку шихты;
- загрузку шихты в печь с помощью конвейера consteel;
- выплавку полупродукта в ДСП;
- доводку до заданных параметров в АКП;
- разливку в слябы на МНЛЗ.

Электрометаллургия стали является приоритетным направлением развития металлургического производства.

В настоящее время электродуговые печи являются самыми эффективными и экологически чистыми сталеплавильными агрегатами, используемыми для массового производства, стали с повышенными потребительскими свойствами.

Электроплавильные печи имеют преимущества по сравнению с другими плавильными агрегатами. В электропечах можно быстро нагревать, плавить и точно регулировать температуру металла, создавать окислительную, восстановительную, нейтральную атмосферу или вакуум. В этих печах можно выплавлять сталь и сплавы практически любого состава, более полно раскислить металл с образованием минимального количества неметаллических включений–продуктов раскисления. Поэтому электропечи используют для выплавки конструкционных сталей ответственного назначения, высоколегированных, инструментальных, коррозионностойких (нержавеющих) и других специальных сталей и сплавов.

										Лист
										89
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.554.00 ПЗ ВКР					

