

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

«Южно-Уральский государственный университет  
(национальный исследовательский университет)»  
Институт открытого и дистанционного образования  
Кафедра Техники, технологии и строительства

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ  
Заведующий кафедрой

к.т.н., доцент

\_\_\_\_\_ К.М.Виноградов

\_\_\_\_\_ 2020г.

Обоснование этапов технологической цепочки производства электростали 45

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА  
К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ  
ЮУрГУ – 22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР

Консультант

Расчетная часть

(доцент, к.т.н)

\_\_\_\_\_ С.А.Меденков

\_\_\_\_\_ 2020г.

Руководитель проекта

доцент, к.т.н.

\_\_\_\_\_ С.А. Меденков

\_\_\_\_\_ 2020г.

Автор проекта

студент группы ДО-475

\_\_\_\_\_ Т.С. Савичева

\_\_\_\_\_ 2020г.

Нормоконтролер

преподаватель

\_\_\_\_\_ О.С.Микерина

\_\_\_\_\_ 2020г.

Челябинск 2020

## АННОТАЦИЯ

Савичева Т.С. – Обоснование этапов технологической цепочки производства электростали 45. - Челябинск: ФГАОУ ВО «ЮУрГУ (НИУ)», ИОДО; 2020, 89 с., 11 ил., библиографический список – 10 наименования, 6 листов 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, 89 страниц, 30 таблиц, 11 рисунков.

В данной работе описаны: назначение сплава, технология выпллки, 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.

22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Савичева Т.С.			<b>Обоснование этапов технологической цепочки производства электростали 45</b>	Лит.	Лист	Листов
Провер.		Меденков С.А.					6	89
Реценз.						ФГАОУ ВО «ЮУрГУ (НИУ)» ИОДО Кафедра «ТТС» гр.ДО-475		
Н. Контр.		Микерина О.С.						
Утверд.		Виноградов К.М.						

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	3
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАЗДЕЛ.....	4
1.1 Описание стали.....	4
1.2 Назначение выплавляемой стали .....	4
1.3 Технологическая схема производства стали 45 .....	5
1.4 Выбор оборудования для выплавки.....	6
1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки .....	11
1.6 Контроль качества продукции. ....	132
2. РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ.....	14
2.1 Материальный баланс плавки.....	14
2.2 Тепловой расчет печи .....	57
3. ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА .....	69
3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства .....	69
3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения .....	70
3.3 Раковины, отслоения.....	72
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 Безопасность при работе с движущимися механизмами .....	85
ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....	88
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК .....	89

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		2

## ВВЕДЕНИЕ

В условиях конкуренции на мировом рынке черной металлургии одним из главных условий существования и получения стабильной прибыли на Ашинском металлургическом заводе является использование современных технологий в производстве, которые позволят снизить себестоимость и повысить продукцию.

В связи с этим произвели поэтапную реконструкцию сталеплавильного производства с последующим выходом на современный технологический уровень. Было принято решение о строительстве, отделения непрерывной разливки стали, в которое войдут агрегат «ковш-печь» и слябовая МНЛЗ, с последующем строительством электросталеплавильного цеха. В здании нового электросталеплавильного цеха (ЭСЦ-2) установлена дуговая сталеплавильная печь (ДСП-120 + «Consteel») с конвейерной загрузкой металлошихты.

Результатом реконструкции стало прекращение работы мартеновского цеха в составе трех мартеновских печей и перевод разливки стали в слябы на МНЛЗ вместо ее разливки в изложницы на слитки.

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

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		3

# 1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАЗДЕЛ

## 1.1 Описание стали

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 50Г2, 40Х, 50.

Благодаря химическому составу, стали 45 не страшны большие перепады температур. Детали, выполненные из этого материала, обладают высокой прочностью и износоустойчивостью. Физические свойства материала обеспечивают высокую твердость стали 45 и ее выносливость. Данный вид стали подвергается термообработке. При нагреве, ее структура представляет собой аустенит, а после остывания - мартенсит.

Сталь 45 обладает повышенными характеристиками прочности, выносливости, хорошей обрабатываемостью. Применяется во всех областях промышленности, где преобладают постоянные механические нагрузки и сложные температурные условия.

Плотность стали 45 по ГОСТ 1050-88 составляет 7826-7595 кг/м<sup>3</sup> в диапазоне от 20 до 800°С, твердость по Бринеллю составляет 170МПа.

Одним из основных недостатков стали 45 является ее трудносвариваемость и плохая обрабатываемость. Также она подтверждена коррозией из-за отсутствия в своем составе легирующих элементов, таких как никель и хром.

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

Химический состав стали 45 представлен в таблице 1.

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

C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Cu	Fe
0,42-0,5	0,17-0,37	0,5-0,8	до 0,25	до 0,04	до 0,035	до 0,25	до 0,25	97

## 1.2 Назначение выплавляемой стали

Из стали 45 изготавливают валы, шестерни, цилиндры и т.п. детали, для которых первостепенной важностью является максимальная надежность и износостойкость.

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР			Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата				4

Изделия из стали 45 способны выдерживать частые перепады температур. Также эта марка стали обладает высоким пределом выносливости.

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 толстолистовой – ГОСТ 7350-77;
- полосы горячекатаные и кованные – ГОСТ 4405-75, ГОСТ 103-76;
- прокат со специальной отделкой поверхности – ГОСТ 14955-77.

### 1.3 Технологическая схема производства стали 45

Данную марку стали можно выплавлять в дуговых сталеплавильных печах (ДСП-120). 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-120.
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 рисунке 1 представлена схема выплавки стали.

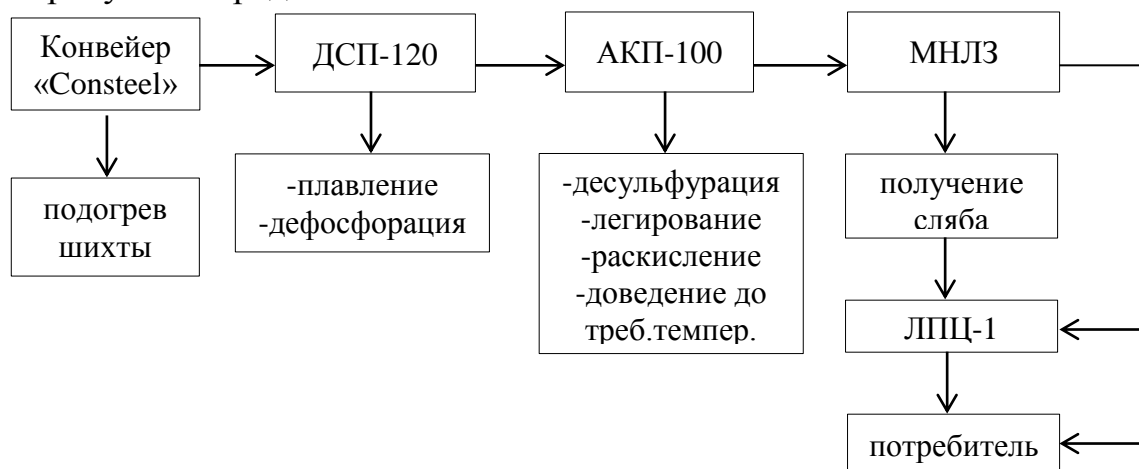


Рисунок 1 – Схема выплавки стали

#### 1.4 Выбор оборудования для выплавки.

Для выплавки стали в условиях ПАО «Ашинский метзавод» используется дуговая сталеплавильная печь (ДСП-120) с наклонной платформой и с непрерывной подачей металлошихты через конвейер «Consteel».

Установка подогрева и непрерывной загрузки в электродуговую печь по технологии «Consteel» представлена на рисунке 2.

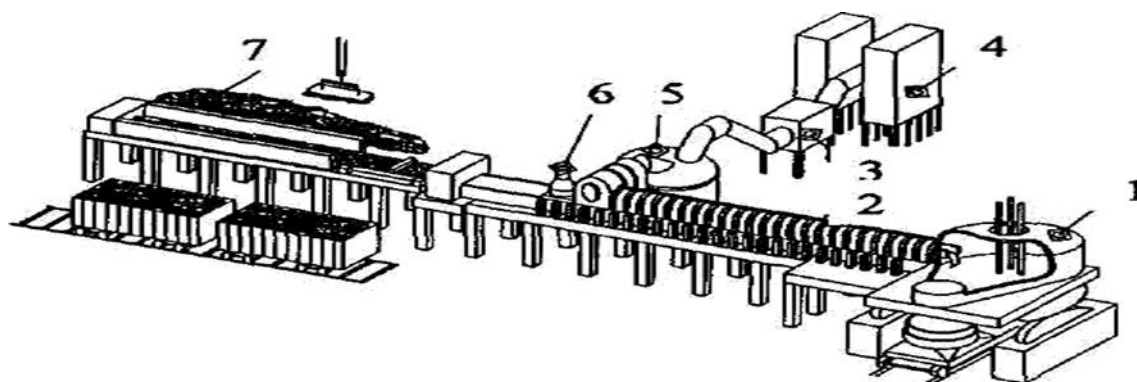


Рисунок 2 – Установка подогрева и непрерывной загрузки в электродуговую печь по технологии «Consteel»:

1 - электродуговая печь; 2 – зона нагрева шихты печными газами; 3 – камера охлаждения отходящих газов; 4 - мешочные фильтры; 5 - камера дожигания отходящих газов; 6 – динамическое уплотнение; 7 – зона загрузки.

Для осуществления процесса «Consteel» в ДСП вдувают угольный порошок в струе кислорода. В результате в печной атмосфере образуются оксиды  $CO$  и  $CO_2$ .

В конвейерный туннельный нагреватель подают воздух для дожигания  $CO$  в печных газах. Предварительный нагрев скрапа во многом определяется процессом дожигания  $CO$  в ДСП и туннельном нагревателе. Для оптимизации процессов предварительного нагрева и плавки скрапа ДСП и туннельный нагреватель следует рассматривать как единую теплотехническую систему.

Это связано с тем, что часть тепловой энергии дожигания  $CO$  остается в печи, остальное количество идет на предварительный нагрев скрапа на конвейере.

По пути к печи скрап проходит зону подогрева, где нагревается отходящими печными газами, подаваемыми в направлении, обратном движению скрапа (по принципу противотока).

В процессе непрерывной загрузки скрапа металл в ванне ДСП находится

в жидком состоянии, и расплавление скрапа происходит при его погружении и растворении в металле.

Технология «Consteel» имеет две главные особенности, которые делают ее отличной от большей части других технологий расплавления скрапа в ДСП: предварительный подогрев и непрерывная загрузка шихты.

Это обеспечивает следующие преимущества для производителя металлопродукции:

- быструю окупаемость инвестиций;
- снижение производственных затрат;
- высокую производительность и гибкость производства;
- снижение отрицательного влияния на окружающую среду и безопасность для персонала.

Предварительный подогрев шихты позволяет значительно сократить расход технологической электроэнергии на расплавление.

Загрузочный конвейер металлошихты «CONSTEEL» состоит из трёх конвейеров и соединительного тележечного конвейера, приводимых от одного концевого привода и двух расчленённых приводных блоков. Каждый конвейер изготовлен из стальных поддонов в сборе, смонтированных на стальной раме, подвешенной посредством тросов на опорных стойках, закрепленных на бетонном фундаменте при помощи анкерных болтов. Конвейер, опирающийся на узлы «тяги/противовес/опора», совершает колебания в горизонтальной плоскости за счёт приводного блока, закреплённого на конце узла в сборке «поддон/рама» (концевой привод).

Это дифференциальное перемещение, сообщаемое приводом, приводит к поступательному перемещению загрузки вдоль конвейера в соответствии с принципом скачкообразного движения с регулированием скорости подачи загрузки по конвейеру в пределах от 0 до 5,5 м/мин. Технические характеристики конвейера «Consteel» приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Техническая характеристика конвейера «Consteel»

Номинальный размер установки	2 000 мм
Высота конвейера	800 мм
Длина подогревательной секции установки	26 м
Длина загрузочного конвейера	71 м
Длина соединительного тележечного конвейера	5 м
Скорость скрапа на конвейерах	До 5,5 м/мин
Плотность скрапа на конвейере (средняя)	0,7 т/м <sup>3</sup>

Печь трехфазная с электродной группой, водоохлаждаемым сводом и стеновыми панелями.

Печь оснащена системой эркерного выпуска металла и механизмами наклона, а также механизмами подъема и поворота свода.



В стене печи имеется проем, к которому примыкает газоход с конвейером для подачи в печь лома и отвода газов. В горячей зоне конвейера происходит нагрев лома отходящими газами до среднетемпературной температуры 150–200°C. В этой зоне лом освобождается от остатков снега, льда и частично происходит испарение влаги.

В течение всей плавки дуги горят на жидкую ванну и полностью экранированы шлаком. Лом погружается в жидкий расплав и растворяется в нем. Тепло, выделяющееся в дугах, передается жидкой ванне и твердой шихте в основном конвекцией. В этих условиях для исключения перегрева футеровки и стеновых панелей температуру металла не поднимают выше 1530–1560°C.

Металл нагревают до температуры 1600–1640°C. Сталеразливочный ковш с температурой футеровки не менее 1000°C подают под печь за 10 мин до выпуска металла.

Основные технические характеристики оборудования ДСП-120 приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Технические характеристики оборудования ДСП-120

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 характеристики агрегата ковш-печь представлены в таблице 4.

Таблица 4 – Технические характеристики 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	
Температуры охлаждающей воды на сливе, °C	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 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 сталеvoz АКП [2].

Установка ковша с металлом на стенд наклона МСШ и установка ковша на сталеvoz под обработку на АКП осуществляется с помощью крана.

Перед пуском АКП сталевар производит стыковку аргонопровода с ковшом для донной продувки, устанавливает сталеvoz 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 0,5 м).

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 м<sup>3</sup>/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 м<sup>3</sup> теплоизоляционной смеси (ТИС) марки ТИС– 250ВД. После обработки металла на АКП ковш с металлом снимается со сталеvoза №2 и устанавливается на сталеvoz №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 – 160 мм

Продолжение таблицы 5

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

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.

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 шлама. 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 и шлака, 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.

## 1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки

Основным сырьем для выплавки стали в электродуговых печах является твердая металлошихта, состоящая преимущественно из металлоотходов собственных металлургических производств и поступающего со стороны товарного лома, а также чугуна.

Для марки стали 45 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.

									Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР				11

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/см<sup>3</sup>;

- 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;

- 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 (чугуном, электродным боем, кусковым коксом из расчета не более 15 кг/т).

## 1.6 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.

										Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР					12

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 3.

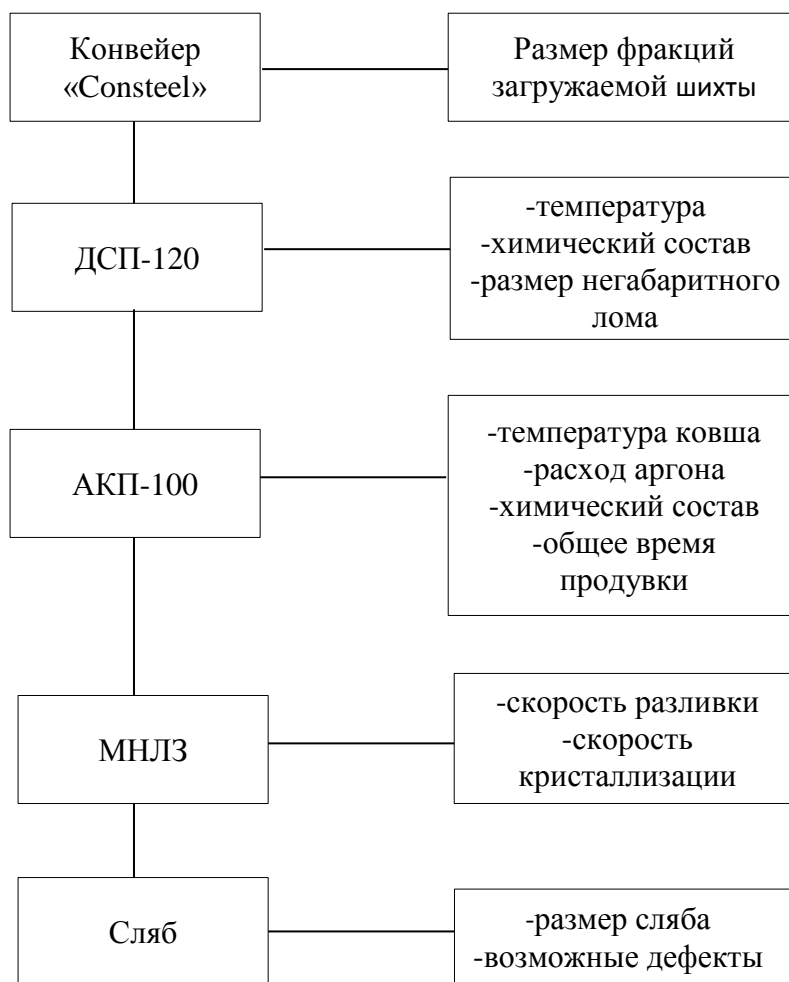


Рисунок 3 - Схема контроля качества продукции на предприятии

Вывод по разделу один.

В настоящее время широко используется электроэнергия. С конца 19 века по настоящее время созданы и пущены в эксплуатацию электрические печи различных вариантов. Для выплавки стали высокого качества или стали с высокими свойствами используют ДСП, вакуумно-дуговой переплав (ВДП), вакуумный индукционный переплав (ВИП), электрошлаковый переплав (ЭШП), переплав в электроннолучевых и плазменных печах.

## 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. 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 сортament. 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: чугуны, 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 6. Состав шихты представлен в таблице 7.

Таблица 6 – Химический состав отходов, которые предполагается использовать в завалку, %

Материал	Содержание элементов												
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	Al	W	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	0,02	0,2	98,06
У-13	1,3	0,25	0,25	0,01	0,01	0,1	0,12	0	0	0	0	0,12	97,818

Таблица 7 – Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Содержание 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 7

Материал	Содержание 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 8 и таблице 9.

Таблица 8 – Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

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

Таблица 9 – 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



## 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 10.

Таблица 10 – Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавания, %

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

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 11.

Таблица 11 – 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):

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

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

$v_i, v_{i_xj_y}$  – стехиометрические коэффициенты элемента  $i$  и оксида;

$\mu_i, \mu_{i_xj_y}$  – 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:

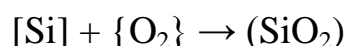


$$m_{CO} = \frac{m_C}{V_C \cdot \mu_C} \cdot V_{CO} \cdot \mu_{CO} = \frac{199,5 \cdot 28}{12} = 465,5 \text{ кг}$$

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:

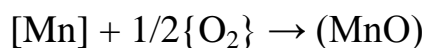


$$m_{SiO_2} = \frac{m_{Si}}{V_{Si} \cdot \mu_{Si}} \cdot V_{SiO_2} \cdot \mu_{SiO_2} = \frac{280,875 \cdot 60}{28} = 601,875 \text{ кг}$$

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:



					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		17

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

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

$$320,226 \cdot (20/100) = 64,045 \text{ кг}$$

Из них марганца:

$$248,063 \cdot (20/100) = 49,6 \text{ кг}$$

В шлак переходит:

$$320,226 \cdot (80/100) = 256,181 \text{ кг}$$

Из них марганца:

$$248,063 \cdot (80/100) = 198,45 \text{ кг}$$

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:

$$41,435 \cdot (20/100) = 8,287 \text{ кг}$$

Из них хрома:

$$28,35 \cdot (20/100) = 5,67 \text{ кг}$$

В шлак переходит:

										Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР					18

$$41,435 \cdot (80/100) = 33,148 \text{ кг}$$

Из них хрома:

$$28,35 \cdot (80/100) = 22,68 \text{ кг}$$

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 зоне 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:

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

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 гаазами, а 20% переходит в шлак.

Окисление железа происходит по реакции:



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

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		19

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

$$2643,373 \cdot (80/100) = 2114,698 \text{ кг}$$

Из них железа:

$$2055,957 \cdot (80/100) = 1644,766 \text{ кг}$$

В шлак переходит:

$$2643,373 \cdot (20/100) = 528,675 \text{ кг}$$

Из них железа:

$$2055,957 \cdot (20/100) = 411,191 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления железа:

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

В конце периода плавления 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 (3):

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

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

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

$$\frac{102088,41 + x}{x} = \frac{100}{0,006} = 6,206 \text{ кг.}$$

где  $x$  – искомая величина, кг

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

0,006 – содержание кислорода в металле, %

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		20

## 1.2 Шлакообразование

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

Расчет количества компонентов, вносимых в шлак, определяем по формуле (4):

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

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:

$$\text{CaO} = (2100 \cdot 88) / 100 = 1848 \text{ кг}$$

$$\text{SiO}_2 = (2100 \cdot 1,3) / 100 = 27,3 \text{ кг}$$

$$\text{MgO} = (2100 \cdot 2) / 100 = 42 \text{ кг}$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = (2100 \cdot 0,8) / 100 = 16,8 \text{ кг}$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = (2100 \cdot 0,2) / 100 = 4,2 \text{ кг}$$

В данном расчете ведем пересчет на FeO, по формуле (5):

$$m_{\text{FeO}} = \frac{m_{\text{Fe}_2\text{O}_3} \cdot \mu_{\text{Fe}}(\text{Fe}_2\text{O}_3) \cdot \mu_{\text{FeO}}}{\mu_{\text{Fe}_2\text{O}_3} \cdot \mu_{\text{Fe}}(\text{FeO})}, \quad (5)$$

где  $m_{\text{FeO}}$  и  $m_{\text{Fe}_2\text{O}_3}$  – массы FeO и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> соответственно, кг,  
 $\mu_{\text{Fe}}(\text{Fe}_2\text{O}_3)$  и  $\mu_{\text{Fe}}(\text{FeO})$  – молекулярные массы железа в Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и FeO соответственно,

$\mu_{\text{FeO}}$  и  $\mu_{\text{Fe}_2\text{O}_3}$  – молекулярные массы FeO и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> соответственно.

В пересчете на FeO:

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

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

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		21

$$\text{CO}_2 = (2100 \cdot 7,7) / 100 = 161,7 \text{ кг}$$

б) Расчет составляющих, поступивших в шлак из футеровки ванны ДСП.  
Примерный расход магнезитового порошка на заправку печи определяем по формулам (6) и (7), кг/т

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

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

где  $m_0$  – масса садки печи, кг

Расход магнезитового порошка равен:

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

Тогда магнезит внесет в шлак:

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

$$\text{SiO}_2 = (588,365 \cdot 3) / 100 = 17,651 \text{ кг}$$

$$\text{MgO} = (588,365 \cdot 93) / 100 = 547,18 \text{ кг}$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = (588,365 \cdot 1) / 100 = 5,884 \text{ кг}$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = (588,365 \cdot 0,2) / 100 = 11,767 \text{ кг}$$

В перерасчете на FeO:

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

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:

$$m_c = \frac{420}{100} \cdot 99 = 415,8 \text{ кг}$$

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

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		22

Тогда образуется:

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{0,7 \cdot 415,8}{12} \cdot 28 = 679,14 \text{ кг}; \quad (9)$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0,3 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{0,3 \cdot 415,8}{12} \cdot 44 = 457,38 \text{ кг}. \quad (10)$$

Количество кислорода необходимого для окисления углерода составит:

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

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

Итого масса кислорода на окисление углерода равна 720,72 кг.

Разрушающиеся электроды также вносят в шлак, кг:

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

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

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

г) Поступление оксидов в шлак из металла, кг:

$$SiO_2 - 601,875;$$

$$MnO - 256,181;$$

$$Cr_2O_3 - 33,148;$$

$$Al_2O_3 - 34,708;$$

$$TiO_2 - 18,375;$$

$$FeO - 528,675.$$

д) Расчет составляющих, поступивших в шлак из агломерата:

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

Определяем количество FeO в шлаке, ориентировочно полагая, что шлак в печи в конце периода плавления составляет 6% от массы металла или

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

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		23



Определяем количество FeO в шлаке:

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

Это количество вносится известью, футеровкой, оксидами из металлической ванны.

Составим баланс кислорода в период плавления без учёта 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 – 6,203;
- 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.

Если принять приближённо, что продолжительность плавления в 120-тонной печи составляет 40 минут, то за это время усвоится кислорода

$20 \cdot 24,63 \cdot 0,667 = 328,401$  кг  $\left(\frac{\pi \cdot 5,6^2}{4}\right) = 24,63$  – общая суммарная поверхность ванны на уровне откосов, м<sup>2</sup>).

Следовательно, с железной рудой и газообразным кислородом необходимо внести кислорода:

$$2089,391 - 328,401 = 1760,99 \text{ кг.}$$

Для того, чтобы внести такое количество кислорода, необходимо израсходовать в период плавления железной руды:

$$(1766,714 \cdot 62,3) / 27,7 = 6378,03 \text{ кг,}$$

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

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		24

Руда, кроме кислорода, вносит железа:

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

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:

$$\text{CaO} = (6378,03 \cdot 0,1) / 100 = 6,378 \text{ кг}$$

$$\text{SiO}_2 = (6378,03 \cdot 5,25) / 100 = 334,847 \text{ кг}$$

$$\text{MgO} = (6378,03 \cdot 0,3) / 100 = 19,134 \text{ кг}$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = (6378,03 \cdot 4,1) / 100 = 261,499 \text{ кг}$$

$$\text{P}_2\text{O}_5 = (6378,03 \cdot 0,15) / 100 = 9,567 \text{ кг}$$

$$\text{S} = (6378,03 \cdot 0,1) / 100 = 6,378 \text{ кг}$$

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака и металла в конце плавления без учета дефосфорации.

Таблица 12 – Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

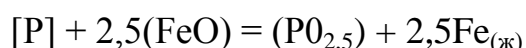
Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	FeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Σ
Известь	27,3	1848,0	-	3,78	-	16,8	42,0	-	-	3,00 0	1937,88
Футеровка ванны	17,651	5,884	-	10,591	-	5,884	547,18	-	-	-	587,19
Электрод	2,373	0,496	-	-	-	1,331	-	-	-	-	4,2
Оксиды из металлической ванны	601,87 5	-	256,18 1	528,67 5	33,14 8	34,708	-	18,37 5	-	-	1472,96 2
Руда	334,84 7	6,378	-	381,78 6	-	261,49 9	19,134	-	9,56 7	6,37 8	1019,58 9
Всего, кг	984,04 6	1860,75 8	256,18 1	924,83 1	33,14 8	320,22 3	608,31 4	18,37 5	9,56 7	6,37 8	5021,82
Всего, %	19,595	37,053	5,101	18,416	0,660	6,377	12,113	0,366	0,19 1	0,12 7	100,000

Таблица 13 – Состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле
C	997,5	0	0	199,5	798
O	0	6,206	0	0	6,206
Si	280,875	0	280,875	0	0
Mn	354,375	0	198,45	49,6125	106,3125
P	21,945	0	0	0	21,95
S	21,945	0	0	0	21,945
Cr	141,75	0	22,68	5,67	113,4
Ni	140,4375	0	0	2,1065625	138,331
Ti	11,025	0	11,025	0	0
Al	18,375	0	18,375	0	0
W	29,4	0	0	0	29,4
V	7,35	0	0	0	7,35
Cu	158,8125	0	0	0	158,8125
Mo	18,375	0	0	0	18,375
Fe	102797,835	3676,568	411,19134	1644,765	104418,446
Всего	105000	3682,774	942,59634	1901,654	105838,524

### 1.3) Окислительная дефосфорация при выплавке стали

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



По экспериментальным данным получено уравнение (11):

$$\lg K = \log \frac{X_{PO_{2,5}} \cdot \gamma_{PO_{2,5}}}{(X_{FeO} \cdot \gamma_{FeO})^{2,5} \cdot [P] \cdot f_p} = \frac{1120}{T} - 1,385 \quad (11)$$

При T=1873 К:

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

$$K_p = 0,163$$

Выразим состав шлака в мольных ( $x_{R0}$ ) или в ионных ( $x_R$ ) долях (12).

$$n_{RO} = \frac{RO}{\mu_{RO}}; X_{RO} = \frac{n_{RO}}{\sum n_{RO}}; n_R = V_R \cdot n_{RO}; X_R = \frac{n_R}{\sum n_R}, \quad (12)$$

где (RO) – содержание оксида RO в шлаке, %;

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

$V_R$  – количество катионов  $R^+$  в молекуле RO.

Таблица 14 – Состав шлака дефосфорации

Состав шлака	CaO	SiO <sub>2</sub>	MnO	FeO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	TiO <sub>2</sub>	PO <sub>2,5</sub>	Σ
M <sub>RO</sub>	56	60	71	72	40	102	152	80	71	-
n <sub>RO</sub>	0,662	0,327	0,072	0,256	0,303	0,063	0,004	0,005	0,003	1,693
X <sub>RO</sub>	0,391	0,193	0,042	0,151	0,179	0,037	0,003	0,003	0,002	1
n <sub>R+</sub>	0,662	0,327	0,072	0,256	0,303	0,125	0,009	0,005	0,003	1,760
X <sub>R+</sub>	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  $\gamma_{FeO}$  и  $\gamma_{PO_2,5}$ :

$$\begin{aligned} \lg \gamma_{FeO} &= 1000/T * [2,18 * X_{Mn} * X_{Si} + 5,9 * (X_{Ca} + X_{Mg}) * X_{Si} + 10,5 * X_{Ca} * X_P] = \\ &= 1000/1873 * [2,18 * 0,04 * 0,186 + 5,9 * (0,376 + 0,172) * 0,186 + 10,5 * 0,376 * 0,002] = \\ &= 0,332 \\ \gamma_{FeO} &= 2,15 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \lg \gamma_{PO_2,5} &\approx \lg \gamma_{FeO} - 10500/T * X_{CaO} = 0,332 - 10500/1873 * 0,376 = -1,775; \\ \gamma_{PO_2,5} &= 0,017. \end{aligned}$$

Значение  $f_P$  определим при 1873 К:

$$\begin{aligned} \lg f_P &= e_P^O \cdot [C] + e_P^O \times [O] + e_P^{Si} \cdot [Si] - e_P^{Mn} \cdot [Mn] + e_P^P \cdot [P] + e_P^S \cdot [S] - e_P^{Cr} \cdot [Cr] - e_P^{Ni} \cdot [Ni] + \\ &+ e_P^{Ti} \cdot [Ti] - e_P^W \cdot [W] + e_P^{Al} \cdot [Al] - e_P^{Mo} \cdot [Mo] - e_P^{Cu} \cdot [Cu] - e_P^V \cdot [V]; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \lg f_P &= 0,13 * 0,753 + 0,13 * 0,006 - 0,032 * 0,1 + 0,062 * 0,021 + 0,028 * 0,023 - \\ &0,044 * 0,107 - 0,0059 * 0,131 - 0,023 * 0,028 - 0,017 * 0,017 - 0,035 * 0,15 - \\ &0,042 * 0,007 = 0,092; \end{aligned}$$

$$f_P = 1,236.$$

Коэффициент распределения фосфора между металлом и шлаком:

										Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР					27

$$L_P = \frac{(P)}{[P]} = \frac{\mu_P \times K_P \times f_P \times (x_{FeO} \times \gamma_{FeO})^{2,5} \times \sum n_{RO}}{\gamma_{PO_{2,5}}} \quad (13)$$

где  $\mu_P$  – атомная масса фосфора.

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

Концентрация фосфора в металле  $[P]_K$ , %:

$$[P]_K = \frac{100 \times [P]_H + \lambda \times (P_H)}{100 + \lambda \times L_P} \quad (14)$$

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

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

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

$m_{ш}$  и  $m_M$  — массы шлака и металла, кг.

$$[P]_K = \frac{100 \times 0,021 + \frac{5021,82}{105838,524} \times 100 \times 0,191 \times \frac{31}{71}}{100 + \frac{5021,82}{105838,524} \times 100 \times 37,916} = 0,009.$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции:

$$\frac{105838,524 - x}{21,95 - x} = \frac{100}{0,009} = 12,331 \text{ кг.}$$

При этом образуется  $P_2O_5$ :

$$\frac{12,331 \times 142}{62} = 28,242 \text{ кг}$$

На окисление фосфора потребуется кислорода:

$$28,242 - 12,331 = 15,911 \text{ кг.}$$

На окисление фосфора потребуется руды:

						22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата			28

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

Руда, кроме кислорода, вносит железа:

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

Руда также вносит:

$$CaO = \frac{57,44 \times 0,1}{100} = 0,057 \text{ кг}$$

$$MgO = \frac{57,44 \times 0,3}{100} = 0,172 \text{ кг}$$

$$SiO_2 = \frac{57,44 \times 5,25}{100} = 3,016 \text{ кг}$$

$$P_2O_5 = \frac{57,44 \times 0,15}{100} = 0,086 \text{ кг}$$

$$Al_2O_3 = \frac{57,44 \times 4,1}{100} = 2,355 \text{ кг}$$

$$S = \frac{57,44 \times 0,1}{100} = 0,057 \text{ кг}$$

Произведённые расчёты количества и состава печного шлака в конце плавления представлены в таблице 15.

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

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	FeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Σ
Известь	27,3	1848,0	-	3,78	-	16,8	42,0	-	-	-	1937,88
Футеровка ванны	17,651	5,884	-	10,591	-	5,884	547,18	-	-	-	587,19
Электрод	2,373	0,496	-	-	-	1,331	-	-	-	-	4,2
Оксиды из металлической ванны	601,875	-	256,181	528,675	33,148	34,708	-	18,375	28,24	-	1501,203
Руда	337,86	6,435	-	381,786	-	263,854	19,306	-	9,653	6,435	1025,333
Всего, кг	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	6,38	12,04	0,363	0,75	0,127	100,000

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР						Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата							29

С учетом кислорода, растворенного в металле, применение железной руды и проведения окислительной дефосфорации ожидаемый массовый и процентный состав металла (по расплавлению шихты) представлен в таблице 16.

Таблица 16 – 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

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:

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

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

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

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

$$m_N = \frac{100-23}{23} \times m_{O_2} = 1099,43 \text{ кг.}$$

Объём и масса воздуха:

						22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата			30

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

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

Определим количество влаги, вносимой воздухом из следующих условий:

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

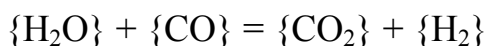
Влажность атмосферного воздуха:

$$V_{\text{влаж.в}} = V_B \cdot \frac{273+t_B}{273} \cdot \frac{p_B}{p_B - E \cdot f} = 1094,671 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{1,01 \cdot 10^5}{1,01 \cdot 15^5 - 0,7 \cdot 2,026 \cdot 10^3} = 1191,598 \text{ м}^3$$

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

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

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции:



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

$$m_{\{H\}_2} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \times \mu_{H_2} = \frac{15,491}{18} \times 2 = 1,721 \text{ кг};$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2}} \times \mu_{CO_2} = \frac{15,491}{18} \times 44 = 37,866 \text{ кг.}$$

Для этого необходима окись углерода в количестве:

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

Суммарный материальный баланс периода плавления

Израсходовано, кг:

- а) шихты — 105000,000, из неё:
- 1) отходы Б-2 — 3675,000;
  - 2) отходы У-13 — 68250,000.
- б) шлакообразующих — 2100,000, в том числе извести — 2100,000;

Получено, кг:

- а) металла — 105826,193;
- б) шлака — 5055,806;
- в) пыли — 2189,137, в том числе:
- 1) MnO — 64,045;
  - 2)  $Cr_2O_3$  — 8,287;



- в) футеровка ДСП — 587,19 , в том числе:
- 1) магнезита — 587,19;
  - г) электродов — 420,000;
  - д) руды – 6435,47, в том числе:
    - 1) на окисление – 6378,0
    - 2) на дефосфорацию – 57,44
  - е) воздуха
    - 1) кислорода — 328,401;
    - 2) азота — 1099,43;
    - 3) влаги — 15,491.
- 3) Ni – 2,107;
- 4) FeO – 2114,698;
- г) газов — 2878,64, в том числе;
- 1) CO – 1120,543
  - 2) CO<sub>2</sub> – 659,946;
  - 3) N<sub>2</sub> – 1099,43;
  - 4) H<sub>2</sub> – 1,721

Всего: 115985,982

Всего: 115949,776

Невязка —  $115985,982 - 115949,776 = 36,206$  кг или  $\frac{36,206}{115985,982} \times 100 = 0,031\%$ .

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

#### Окислительный период

##### 1.1) Окисление элементов и шлакообразование

Общий угар металла и отдельных легирующих элементов в период продувки кислородом определяем по данным балансовых плавок и на основе производственного опыта.

Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки в окислительный период для всех элементов, входящих в таблицу 17.

Таблица 17 – 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 18.

Таблица 18 — 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
Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %

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;

114120,197 -  $m_{\Delta C}$  – масса металла с учётом угара углерода;

283,2 -  $m_{\Delta C}$  – масса углерода с учётом его окисления.

$$m_{\Delta C} = 355,047 \text{ кг.}$$

Углерод. При окислении углерода образуется оксида углерода CO

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

									Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР				33

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

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

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

Образуется  $MnO$ :

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

Испарится  $MnO$ :

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

из них  $Mn$ :

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

Перейдёт  $MnO$  в шлак:

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

из них  $Mn$ :

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

Потребуется кислорода для окисления всего марганца:

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

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

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

Хром. Образуется оксид хрома  $Cr_2O_3$ :

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

Испарится  $Cr_2O_3$ :

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

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		34

из них Cr:

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

Перейдёт в шлак Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>:

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

из них Cr:

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

Потребуется кислорода для окисления всего хрома:

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

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.

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 пересчёте на FeO:

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

Испарится FeO:

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

из них Fe:

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

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		35

Перейдёт 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:

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

Металл. В конце окислительного периода в печи остаётся следующее количество металла (с учётом угаров элементов) — 103805,894 кг, содержание углерода в металле составит 0,427%.

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

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \times [C]}{[C]} \quad (15)$$

Содержание кислорода в металле:

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

Определим содержание кислорода, которое пошло на насыщение металла:

$$\frac{103805,894 + x}{x} = \frac{100}{0,014} = 14,741 \text{ кг.}$$

где  $x$  – искомая величина, кг;

$103805,894 + x$  – масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

0,014 – содержание кислорода в металле, %,

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;

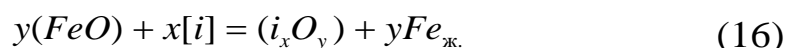
Всего — 958,844.

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:

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

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



На это расходуется FeO

$$(153,401 * 72) / 16 = 690,304 \text{ кг,}$$

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:

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

Следовательно, кислородным инжектором необходимо внести кислорода:

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

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		37

1.2) 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 кислороде:

$$V_{O_2} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \times m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \times 164,201 = 114,94 \text{ м}^3$$

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

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

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

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

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 составит:

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

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

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

При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

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

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

Для этого необходима окись углерода в количестве:

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

Технический кислород. Общая масса кислорода, вносимого кислородным инжектором, составит 678,568 кг.

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

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

Количество неусвоенного кислорода:

$$\frac{678,558 \times 5}{100} = 33,928 \text{ кг.}$$

Технический кислород также вносит азот

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

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

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

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

На основании полученных данных определяем количество и состав печного шлака в конце окислительного периода и составляем баланс металла окислительного периода).

Таблица 19 – Масса и состав шлака в конце окислительного периода, кг

Источник поступления	SiO2	CaO	MnO	ΣFeO	Cr2O3	Al2O3	MgO	TiO2	P2O5	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 20 — Баланс 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	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;  
 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.

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

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

Получено, кг:

- а) металла — 104359,87;  
 б) шлака — 5069,488;  
 в) пыли — 1429,64, в том числе:  
 1) MnO — 18,665;  
 2) Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> — 1,326;  
 3) FeO — 1409,649.  
 г) газов — 1423,686, в том числе:  
 1) CO — 757,022;  
 2) CO<sub>2</sub> — 112,235;  
 3) N<sub>2</sub> — 553,568;  
 4) H<sub>2</sub> — 0,861.

Всего: 112282,683

### 1.3) Обработка стали в печи-ковше

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

После окислительного периода из печи металл выпускают в ковш «насухо». В ДСП металл не остаётся, принимаем, что в ковш попадает 1% шлака, в ковше наводят новый рафинировочный шлак из извести и плавленого шпата, в соотношении 3:1 или 4:1.

Таблица 21 — 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 21

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Σ
Шлак окисл. периода	987,06 1	1860,81 5	330,83 9	838,66 3	58,34 0	322,57 8	608,48 6	18,37 5	37,89 5	6,43 5	5069,48 8
Осталось в ДСП	977,19 1	1842,20 7	327,53 1	830,27 6	57,75 7	319,35 2	602,40 2	18,19 1	37,51 6	6,37 1	5018,79 3
Всего	9,871	18,608	3,308	8,387	0,583	3,226	6,085	0,184	0,379	0,06 4	50,695
Всего %	19,471	36,706	6,526	16,543	1,151	6,363	12,003	0,362	0,748	0,12 7	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.

Расход кокса на плавку:

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

Кокс внесёт углерода:

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

Примем, что 10% углерода усваивается металлом.

Кокс внесёт углерод в металл:

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

Углерод на раскисление шлака:

$$4,043 - 0,404 = 3,639 \text{ кг.}$$

Образуется CO:

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

Потребуется кислорода:

$$8,47 - 3,639 = 4,852 \text{ кг.}$$

											Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР						42

Зола кокса внесёт в шлак, кг:

$$\text{SiO}_2 = \frac{4,696 \times 5,84}{100} = 0,274;$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = \frac{4,696 \times 2,4}{100} = 0,113;$$

В пересчёте на FeO – 0,101 кг.

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{4,69 \times 3}{100} = 0,141;$$

$$\text{CaO} = \frac{4,69 \times 5}{100} = 0,235;$$

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

$$\text{P}_2\text{O}_5 = \frac{4,69 \times 0,04}{100} = 0,002.$$

Кокс внесёт в металл, кг:

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

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

Кроме того выделится в атмосферу за счёт потерь при прокаливании  $\text{CO}_2$ :

$$\frac{4,69 \times 1,3}{100} = 0,061 \text{ кг}$$

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

Восстановится FeO:

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

Необходимо связать кислорода:

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

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		43

Осталось FeO в шлаке:

$$8,387 - 7,548 = 0,839 \text{ кг.}$$

Образуется Fe:

$$7,548 - 1,677 = 5,871 \text{ кг.}$$

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

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

Необходимо связать кислорода:

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

Осталось Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в шлаке:

$$0,583 - 0,525 = 0,058 \text{ кг}$$

Образуется Cr:

$$0,525 - 0,166 = 0,359 \text{ кг.}$$

Восстановится MnO:

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

Необходимо связать кислорода:

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

Осталось MnO в шлаке:

$$3,308 - 2,978 = 0,331 \text{ кг.}$$

Образуется Mn:

$$2,978 - 0,671 = 2,307 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		44

Восстановится  $P_2O_5$ :

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

Необходимо связать кислорода:

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

Осталось  $P_2O_5$  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;  
Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 0,166;  
MnO – 0,671;  
P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> – 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 22 – 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

Продолжение таблицы 22

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 23 – Количество и состав шлака в ковше после раскисления, кг

Источник поступления	SiO2	CaO	MnO	ΣFeO	Cr2O3	Al2O3	MgO	TiO2	P2O5	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, ферросилиций, феррохром. Никель даем на средний предел перед выпуском на дно ковша.

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

$$m_i = \frac{m_{Me} \times ([i_{\text{ГОСТ}}] - [i_{Me}])}{100}, \quad (16)$$

Прогнозируем массу металла в конце плавки, кг:

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

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

$$m_{\text{Cr}} = \frac{93933 \times (0,25 - 0,092)}{100} = 148,743 \text{ кг}.$$

$$m_{\text{Me прогн}} = \Sigma m + m_{\text{Me}} = 253,619 + 577,64 + 148,743 + 93933 = 94913 \text{ кг}.$$

Для более точного расчёта массы легирующих используем формулу:

$$m_{\text{леги}_{i_{\text{лег}}}} = \frac{m_{\text{Ме}} \times ([i_{\text{гост}}] - [i_{\text{мел}}])}{i}, \quad (17)$$

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

Кремний. Для раскисления стали кремнием необходимо внести  $\frac{94913 \cdot (0,27 - 0)}{65} = 394,254$  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  $\text{SiO}_2$  и  $\frac{7,885 \cdot 102}{54} = 14,894$  кг  $\text{Al}_2\text{O}_3$ .

ФС65 внесет в металл, кг:

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

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

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

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

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

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

Хромом определяем расход высокоуглеродистого ферромарганца ФХ100:

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

									Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР				47



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

Выгорает кремния, кг:

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

Это количество свяжет кислорода, кг:

$$\frac{0,601 \cdot 32}{28} = 0,687.$$

При этом образуется и перейдет в шлак SiO<sub>2</sub> кг:

$$\frac{0,604 \cdot 60}{28} = 1,288.$$

ФХ100 внесет в металл, кг:

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

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

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

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

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

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

Марганец. Определяем расход высокоуглеродистого ферромарганца ФМн78:

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

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

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

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		48

Это количество свяжет кислорода:  $\frac{8,979 \times 32}{28} = 10,262$  кг.

При этом образуется и перейдет в шлак:  $\frac{8,979 \times 60}{28} = 19,241$  кг SiO<sub>2</sub>.

ФМн78 вносит в металл, кг:

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

$$Si = \frac{748,29 \times 6 \times 8}{100 \times 100} = 35,918;$$

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

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

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

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

в) Окончательное раскисление стали

Для окончательного раскисления металла используем алюминий в виде проволоки (алюминиевая катанка). Алюминий в виде проволоки обеспечивает более глубокое раскисление стали и лучшее усвоение алюминия по сравнению с алюминием чушковым.

Необходимо понизить количество кислорода до 0,005% ( $\frac{0,005 \times 94913}{100} = 4,746$  кг), т.е.  $13,267 - 4,746 = 8,521$  кг.



Для этого потребуется алюминия:

$$\frac{8,521 \times 54}{48} = 9,587 \text{ кг}$$

Во время раскисления металла образуется и переходит в шлак Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>:

$$\frac{9,587 \times 102}{54} = 18,108 \text{ кг}$$

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		49

Чтобы внести такое количество алюминия необходимо использовать А97:

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

А97 также внесёт в металл, кг:

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

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

## 2) Шлакообразование

а) Расчёт компонентов, вносимых известью в шлак.

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

$$B = \frac{m_{(\text{CaO})_{\text{пл.шпат}}} + m_{(\text{CaO})_{\text{изв}}}}{m_{(\text{SiO}_2)_{\text{пл.шпат}}} + m_{(\text{SiO}_2)_{\text{изв}}}} = 4, \quad (17)$$

где  $m_{(\text{CaO})_{\text{пл.шпат}}}$ ,  $m_{(\text{SiO}_2)_{\text{пл.шпат}}}$  - содержание (CaO) и (SiO<sub>2</sub>) в первом шлаке, кг;

$m_{(\text{CaO})_{\text{изв}}}$ ,  $m_{(\text{SiO}_2)_{\text{изв}}}$  - содержание (CaO) и (SiO<sub>2</sub>) в извести, кг.

Откуда следует, что масса извести, кг

$$m_{\text{изв}} = \frac{4 \times m_{(\text{SiO}_2)_{\text{пл.шпат}}} - m_{(\text{CaO})_{\text{пл.шпат}}}}{\frac{\text{CaO}_{\text{изв}}}{100} - \frac{4 \times \text{SiO}_{2\text{изв}}}{100}},$$

где  $\text{CaO}_{\text{изв}}$ ,  $\text{SiO}_{2\text{изв}}$  — содержание CaO и SiO<sub>2</sub> в извести, %.

Масса извести:

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

Известь внесёт в шлак, кг:

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

$$\text{SiO}_2 = \frac{1,3 \times 656}{100} = 8,528;$$

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

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		50

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{0,8 \times 656}{100} = 5,248;$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 - \frac{0,2 \times 656}{100} = 1,312 \text{ в пересчёте на FeO} = 1,181.$$

Кроме того, выделится в атмосферу за счёт потерь при прокаливании:

$$\frac{7,7 \times 656}{100} = 50,512 \text{ кг CO}_2.$$

б) Расчёт компонентов, вносимых плавиковым шпатом.

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

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

Плавиковый шпат внесёт в шлак, кг:

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

$$\text{SiO}_2 = \frac{3,6 \times 164}{100} = 5,904;$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{0,2 \times 164}{100} = 0,328;$$

$$\text{CaF}_2 = \frac{94 \times 164}{100} = 154,16;$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = \frac{1,5 \times 164}{100} = 2,46, \text{ в перерасчете на FeO} = 2,214.$$

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

$$\frac{0,2 \times 164}{100} = 0,328 \text{ кг CO}_2$$

в) Продукты раскисления внесут в шлак, кг:

$$\text{SiO}_2 - 130,358;$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 - 14,894.$$

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		51

г) Расчёт компонентов, вносимых футеровкой печи-ковша.

Выбираем футеровку печи-ковша, изготовленную из магнезитохромитового кирпича.

Расход магнезитохромитовой футеровки на ремонт для печи-ковша ёмкостью 120 т — 20 кг/т. Срок службы футеровки печи-ковша принимаем 60 плавок. Следовательно, расход футеровки на одну плавку составит:

$$\frac{20 \times 120}{60} = 40 \text{ кг}$$

Тогда разрушающая магнезитохромитовая футеровка внесёт в шлак, кг:

$$\text{SiO}_2 - \frac{8 \times 40}{100} = 3,2;$$

$$\text{MgO} - \frac{45 \times 40}{100} = 18;$$

$$\text{Cr}_2\text{O}_3 - \frac{20 \times 40}{100} = 8.$$

### 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.

Таблица 24 – 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

Продолжение таблицы 24

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

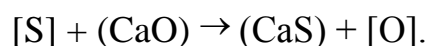
Таблица 25 – Количество и состав шлака десульфурации, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	FeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	CaF <sub>2</sub>	Σ
Шлак после раскисления	10,145	18,843	0,331	0,94	0,058	3,367	6,09	0,184	0,04	0,064	0	73,255
Известь	8,528	577,28	-	1,181	-	5,248	13,12	-	-	-	-	605,357
Плавиковый шпат	5,904	0,82	-	2,214	-	0,328	-	-	-	-	154,16	163,426
Продукты раскисления	130,358	-	-	-	-	14,894	-	-	-	-	-	145,252
Футеровка	3,2	-	-	-	8,0	-	18,0	-	-	-	-	31,2
Всего, кг	157,679	597,788	0,331	4,335	8,058	23,837	37,21	0,184	0,04	0,064	154,16	995,834
Всего, %	15,834	60,029	0,033	0,43	0,874	2,3	3,7	0,018	0,004	0,006	15,48	100,000

Полученный шлак имеет высокое содержание CaO, низкое содержание оксидов железа и хрома, содержит более 10% фторида кальция. Такой шлак обладает значительной десульфурующей 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:

$$[S]_K = \frac{100 \times [S]_H + \lambda \times (S)_H}{100 + L_S \times \lambda} \quad (18)$$

где  $\lambda$  – кратность шлака, %;

$L_S$  – коэффициент распределения серы между шлаком и металлом.

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

Коэффициент распределения серы находится по эмпирическому выражению:

$$lgL_S = -2,78 + 0,86 \times \frac{(CaO)+0,05 \times (MgO)}{(SiO_2)+0,06 \times (Al_2O_3)} - lga_0 + lgf_s,$$

$$lgf_0 = e_0^O \cdot [\%O] + e_0^C \cdot [\%C] + e_0^{Si} \cdot [\%Si] + e_0^{Mn} \cdot [\%Mn] + e_0^P \cdot [\%P] + e_0^S \cdot [\%S] + e_0^{Cr} \cdot [\%Cr] + \\ + e_0^{Ni} \cdot [\%Ni] + \\ + e_0^W \cdot [\%W] + e_0^{Mo} \cdot [\%Mo] + e_0^V \cdot [\%V] + e_0^{Cu} \cdot [\%Cu] + e_0^{Al} \cdot [\%Al];$$

$$lgf_0 = -0,2 \cdot 0,005 - 0,45 \cdot 0,476 - 0,131 \cdot 0,256 - 0,021 \cdot 0,649 + 0,007 \cdot 0,001 - \\ 0,133 \cdot 0,02 - 0,04 \cdot 0,25 + 0,006 \cdot 0,131 + 0,0085 \cdot 0,028 + 0,0035 \cdot 0,017 - 0,3 \cdot 0,007 - \\ - 0,013 \cdot 0,15 - 3,9 \cdot 0,03 = -0,394;$$

$$f_0 = 0,404$$

$$a_0 = f_0 \times [\%O] = 0,404 \times 0,005 = 0,00205;$$

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

$$lgf_s = -0,028 \cdot 0,021 + 0,11 \cdot 0,476 + 0,063 \cdot 0,256 - 0,026 \cdot 0,649 + 0,29 \cdot 0,01 - \\ 0,27 \cdot 0,005 - 0,011 \cdot 0,25 + 0,0097 \cdot 0,028 + 0,0027 \cdot 0,017 - 0,016 \cdot 0,007 - 0,0084 \cdot \\ 0,15 + 0,035 \cdot 0,03 = 0,05$$

Тогда,  $lgL_S = -2,78 + 0,86 \times \frac{60,091+0,05 \times 4,732}{15,847+0,06 \times 2,566} - lg(0,00205) + 0,049 = 2,95,$

$$L_S = 891,534.$$

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

Определяем количество удалившейся серы по пропорции:

$$\frac{95234,2-x}{20,049-x} = \frac{100}{0,00205} = 18,101 \text{ кг.}$$

										Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР					54

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. 26.

Таблица 26 – 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 27.

Таблица 27 – Масса и состав конечного шлака, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	CaF <sub>2</sub>	Σ
Шлак до десульфурации	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) А-97 — 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;
- г) газов — 59,063, в том числе:
  - 1) CO<sub>2</sub> (известь) — 50,512;
  - 2) CO<sub>2</sub> (плавиковый шпат) — 0,328;
  - 3) CO<sub>2</sub> (кокс) — 0,061;
  - 4) CO (кокс) — 8,49;

Всего: 111743,89

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

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

## Суммарный материальный баланс плавки

### Израсходовано, кг:

- 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 - 2756;
  - 9) плавикового шпата — 164;
  - 10) футеровка печи — 587,19;
  - 11) футеровка печи-ковша — 42,222;
  - 12) руды — 6435,47;
  - 13) газов — 2922,22.
- Всего: 119290,22.

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		56

Получено, кг:

1)металла (в ковше и ДСП) – 105652,1;

2)шлака в ДСП – 5018,793;

3)шлака печи-ковша – 1013,935;

4)пыли, уносимой газами – 3618,777;

5)газов – 4361,389.

Всего: 119664,389.

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

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

## 2.2 Тепловой расчет печи

Рассчитаем приход тепла.

1) Тепло, вносимое электрической энергией,  $Q_1$ .

Расчет проведем на 120 т шихты. Зададимся расходом электрической энергии, равным 515 кВт·ч/т стали, или 54,1 кВт·ч на 105 т. Тогда с учетом электрического КПД  $\eta = 0,9$ .

Рассчитаем необходимое количество  $Q_1$ :

$$Q_1 = 54,1 \cdot 3,6 \cdot 0,9 = 175,608 \text{ МДж.}$$

2) Тепло, вносимое в печь шихтовыми материалами,  $Q_2$

Расчет энтальпии ведется по формуле

$$\Delta H_k = ((M_{A3} \cdot c_{A3}) + (M_{Y13} \cdot c_{Y13})) \cdot \Delta t_k, \quad (19)$$

где  $H_k$  – изменение энтальпии компонентов;

$M_{A3}$  – масса лома АЗ, кг;

$c_{A3}$  – теплоёмкость лома АЗ;

$M_{ч}$  – масса чугуна, кг;

$c_{ч}$  – теплоёмкость чугуна;

$t_k$  – изменение температуры компонента.

Энтальпия лома, заваливаемого в печь, подогретого до  $400^{\circ}\text{C}$  составит

$$\Delta H_k = ((81900 \cdot 0,46 \cdot 10^{-3}) + (23100 \cdot 0,745 \cdot 10^{-3})) \cdot 400 = 21,953 \text{ ГДж.}$$

Итого энтальпия шихты составит:  $Q_2 = H = 21,953 \text{ ГДж.}$

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		57

3) Тепло, вносимое известью  $Q_3$ .

Количество тепла, поступающего с известью,

$$Q_{\text{изв}} = m_{\text{изв}} \times C_{\text{изв}} \times t_{\text{изв}} \quad (20)$$

Тогда:

$$Q_3 = 2900 \cdot 0,76 \cdot 20 = 0,044 \text{ ГДж.}$$

4) Тепло, вносимое магнезиальным материалом  $Q_4$ .

$$Q_4 = m_M \cdot C_M \cdot t_M$$

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

$$Q_4 = 745,865 \cdot 0,957 \cdot 20 = 0,014 \text{ ГДж.}$$

Тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций,  $Q_5$ . Для определения  $Q_5$  необходимо предварительно составить материальный баланс, с помощью которого устанавливают состав и количество исходных материалов и продуктов плавки. Эффективное использование  $Q_5$  во многом определяет энергетическую эффективность ДСП.

Тепло экзотермических реакций определяем по формуле:

$$Q_5 = m_{\text{эл}} \cdot \Delta H_{\text{эл}}$$

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

$$\Delta H_T^0 = \Delta H_{298}^0 + \int_{298}^T \Delta C_p dT \quad (21)$$

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

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

Также определение теплового эффекта реакции возможно из выражения

$$\Delta G_T^0 = \Delta H_T^0 - T \cdot \Delta S_T^0 \quad (22)$$

Тепло экзотермических реакций определяем суммированием теплот реакций, идущих с отрицательным эффектом (таблица 28)

Таблица 28 – Теплота реакций

$[\text{Si}] + \{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{SiO}_2)$	$1021,5 \cdot 29,51 = 30134,250 \text{ МДж}$
$[\text{Mn}] + 1/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{MnO})$	$578,779 \cdot 7,41 = 4288,752 \text{ МДж}$
$[\text{Fe}] + 1/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{FeO})$	$2627,670 \cdot 4,11 = 10799,724 \text{ МДж}$
$[\text{C}] + 1/2\{\text{O}_2\} \rightarrow \{\text{CO}\}$	$438,06 \cdot 11,43 = 5007,026 \text{ МДж}$
$2[\text{Cr}] + 3/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{Cr}_2\text{O}_3)$	$47,880 \cdot 11,33 = 542,480 \text{ МДж}$
$2[\text{P}] + 2,5\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{P}_2\text{O}_5)$	$33,81 \cdot 21,57 = 729,282 \text{ МДж}$
$2[\text{P}] + 5(\text{FeO}) \rightarrow (\text{P}_2\text{O}_5) + 5[\text{Fe}]$	$28,242 \cdot 3,06 = 86,420 \text{ МДж}$

Следовательно,  $Q_5 = 51,588 \text{ ГДж}$ .

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

$$Q_{гор} = N_{гор} \cdot \tau \cdot P_{гор} \cdot 3,6, \quad (23)$$

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

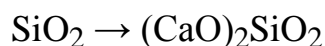
$P_{гор}$  – мощность горелки, кВт;

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

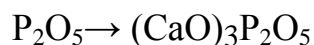
ДСП на «АМЗ» оборудована 4 газокислородными горелками по 3,3 МВт каждая. Продолжительность их работы за плавку 15 минут (0,25 часа).

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

7) Тепло шлакообразования  $Q_7$



$$1021,5 \times \frac{60}{28} \times 2,32 = 5,078 \text{ ГДж}$$



$$(33,81 + 28,242) \times \frac{142}{62} \times 4,7 = 0,668 \text{ ГДж}$$

Следовательно,  $Q_7 = 5,078 + 0,668 = 5,746 \text{ ГДж}$ .

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

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

$$Q_8 = 0,6 \cdot \Delta m_{\text{э}} \cdot q_c \quad (24)$$

Где  $\Delta m_{\text{э}}$  – масса израсходованных электродов, кг;

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

Тогда

$$Q_8 = 0,6 \cdot 420 \cdot 33,5 = 8,442 \text{ ГДж.}$$

Тепло, вносимое воздухом и газообразным кислородом  $Q_9$  :

$$Q_9 = V \cdot c \cdot T \quad (25)$$

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

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

$T$  – температура воздуха или кислорода, К.

Тогда

$$Q_{\text{в}} = 2245,485 \cdot 1,327 \cdot 293 = 0,873 \cdot 10^9$$

$$Q_{\text{к}} = 694,446 \cdot 1,31 \cdot 293 = 0,267 \cdot 10^9$$

$$Q_9 = (0,873 + 0,267) \cdot 10^9 = 1,140$$

Статьи расхода тепла

1) Тепло, идущее на нагрев, плавление и перегрев до заданной температуры металла, шлака и легирующих добавок,  $Q_{10}$ .

В процессе плавки происходит расплавление лома, шлакообразующих и легирующих элементов (если они вводятся в шихту).

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		60

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

$$H_K = M_K \cdot [c_1 \cdot (t_{пл} - t_0) + q_M + c_2 \cdot (t_{вып} + t_{пл})], \quad (26)$$

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

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

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

$t_0$  – температура скрапа при завалке;

$t_{пл}$  – температура плавления стали;

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

$q_M$  – теплота плавления металла.

Тогда для АЗ

$$Q_{АЗ} = 81900 \cdot [0,4 \cdot (1500 - 400) + 284 + 0,5 \cdot (1630 - 1500)] = 64,619 \text{ ГДж.}$$

Для чугуна

$$Q_{чуг} = 23100 \cdot [0,65 \cdot (1200 - 400) + 218 + 0,838 \cdot (1630 - 1200)] = 25,372 \text{ ГДж.}$$

Физическое тепло шлака находим по формуле

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

$$Q_{шл} = (1,25 \cdot 1800 + 209,5) \cdot 991,43 + (1,25 \cdot 1667 + 209,5) \cdot 6717,673 = 17,843 \text{ ГДж.}$$

Тогда

$$Q_{10} = 64,619 + 25,372 + 17,843 = 107,834 \text{ ГДж.}$$

2) Потери тепла с отходящими газами  $Q_{11}$ .

$$Q_{11} = V \cdot i \quad (28)$$

где  $V$  – объем выделяющихся газов,  $\text{м}^3$ ;

$i$  – энтальпия газообразных продуктов реакции,  $\text{кДж}/\text{м}^3$ .

Находим энтальпию продуктов реакции для каждого из газов:

$$\text{CO: } 0,423 \cdot 1112,06 = 470,401$$

$$\text{CO}_2: 0,192 \cdot 1718,95 = 330,038$$

$$\text{H}_2: 0,0006 \cdot 1055,12 = 0,624$$

$$\text{N}_2: 0,380 \cdot 1094,65 = 415,967$$

$$i^{800} = 1217,030 \text{ кДж м}^3.$$

Тогда

$$Q_{11} = 1436,203 \cdot 1217,030 = 1,748 \text{ ГДж.}$$

3) Потери тепла через водоохлаждаемые панели,  $Q_{12}$ .

Потери тепла с охлаждающей водой можно определить, исходя из расхода воды и разницы значений температуры воды на входе в систему охлаждения и на выходе из нее. Температура и расход воды на рабочей печи измеряются непосредственно. Температура воды на входе  $20^\circ\text{C}$ , на выходе температура воды  $40^\circ\text{C}$ , чтобы избежать образование накипи на внутренних поверхностях панелей.

$$Q_{12} = c_B \cdot V_B \cdot (t_{\text{вых}} - t_{\text{вх}}) \cdot \tau, \quad (29)$$

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

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

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

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

$\tau$  – время, ч.

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

Потери тепла на охлаждение стен составят:

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

Потери тепла на охлаждение свода составят:

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		62

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

Итого:  $Q_{12} = 36,54 + 22,05 = 58,59 \text{ ГДж}$ .

4) Тепло, уносимое частицами FeO:

$$Q_{13} = 2102,136 \cdot (1,23 \cdot 1600 + 209,34) = 4,577 \text{ ГДж}$$

5) Тепло идущее на протекание эндотермических реакций,  $Q_{15}$ . Энергетические затраты эндотермических процессов связаны с нагревом и испарением влаги, внесенной загружаемыми в печь материалами, разложением оксидов железа, железной руды, карбонатов кальция (при недопале извести) или гидратов оксида кальция (при гидратации извести), шлакообразованием.

Из реакций, происходящих в печи, эндотермическими являются реакции десульфурации, обезуглероживания, восстановления и процессы испарения элементов.

Для более общей оценки эндотермических реакций принимаем удельные энергетические затраты на эндотермические процессы равными 50-150 МДж/т и  $m_0$

$$Q_{14} = (50 \dots 150) \cdot m_0 \quad (30)$$

где  $m_0$  – емкость печи, т.

Тогда

$$Q_{14} = 150 \cdot 120 = 18,0$$

б) Тепловые потери электрической сетью  $Q_{15}$ . Эти потери связаны с тем, что при прохождении тока по проводнику в нем выделяется тепло, которое частично рассеивается в окружающее пространство.

Электрические потери зависят от конструкции токоподвода, параметров электрического режима и стабильности горения электрических дуг. В состав электрических потерь входят потери в шинах высокого напряжения, в трансформаторе, во вспомогательной аппаратуре, в короткой сети.

По закону Джоуля-Ленца

$$Q_{15} = I^2 \cdot R \cdot \tau \quad (31)$$

Где  $I$  – сила тока, А (по данным печи  $I = 90 \text{ кА}$ );

$R$  – сопротивление, Ом;

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

										Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР					63



Тогда

$$Q_{15} = 90000 \cdot 3000 \cdot 12,753 \cdot 10^{-4} = 34,43$$

7) Потери тепла через футеровку,  $Q_{16}$ . Для удобства расчета всю печь делят на 3 основные элемента – подину, стены и свод. В печи в ЭСПЦ – 2 на ПАО «АМЗ» футерована только подина, а стены и свод, кроме центральной керамической части, представляют собой конструкции из сборных водоохлаждаемых панелей, расчет потерь тепла в которых приведен отдельно.

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

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

$$Q_{сл} = \lambda \cdot (t_1 - t_2) \cdot F \cdot \tau / \delta, \quad (32)$$

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

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

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

$\tau$  – время, ч;

$\delta$  – толщина слоя, м.

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

$$Q_{кож} = \alpha \cdot (t_k - t_b) \cdot F \cdot \tau, \quad (33)$$

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

$t_k$  – температура на внешней поверхности кожуха, К;

$t_b$  – температура окружающего воздуха, К.

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

Значение же  $t_k$  в свою очередь зависит от температуры подины печи, толщины и теплопроводности материала кладки. На теплопроводность материала влияет средняя температура футеровки. Поэтому  $Q_7$  рассчитывают методом последовательных приближений. Для этого в первую очередь задаются температурой кожуха  $t_k$ . Так как есть дополнительный слой теплоизоляции  $t_k$  равно  $100\text{ }^\circ\text{C}$ .

Затем определяем среднюю температуру футеровки по следующей формуле:

$$t_{cp} = (t_{вн} - t_k)/2. \quad (34)$$

По справочной литературе для данной  $t_{cp}$  находим коэффициент теплопроводности материала  $\lambda$  по рис. 2 определяем значение  $\alpha$ , соответствующее данной температуре кожуха. Далее вычисляем значение теплового потока:  $Q_{17} = Q_{16}/F$  и сравниваем его величину с приведенным на том же рисунке  $q_{окр}$ .

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

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

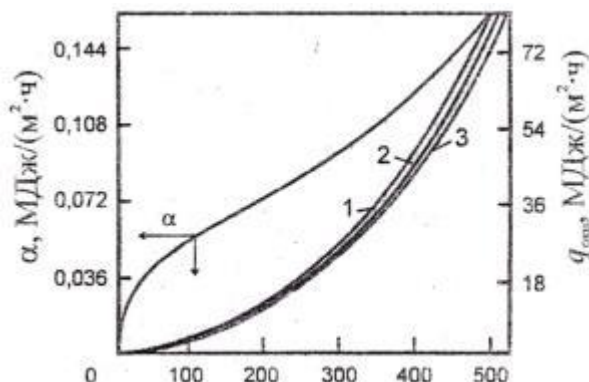


Рисунок 4 – Зависимость коэффициента суммарной теплоотдачи  $\alpha$  и удельного теплового потока, теряемого поверхностью печи в окружающую среду при  $t_b$ :  $10\text{ }^\circ\text{C}$  – 1;  $20\text{ }^\circ\text{C}$  – 2;  $30\text{ }^\circ\text{C}$  – 3

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

По рис. 4 находим  $\alpha = 0,059\text{ МДж}/\text{м}^2 \cdot \text{ч}$ .

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

Проверяем:  $q = 24,25/6,85 = 3,54\text{ МДж}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ . Согласно рис. 4  $q_{окр} \sim 3,85\text{ МДж}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ . Разница не превышает 10%, расчет считается законченным и окончательно принимаем  $Q_{кож} = 0,724\text{ ГДж}$ .

8) Потери тепла через завалочное окно,  $Q_{17}$ .

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

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

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

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

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

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

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

$p$  – скоростной напор, Па;

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

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

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

$V_0$  – количество газов, уходящих из печи (приведённые к температуре 0  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;

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

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

$$Q_{10} = V_0 \cdot c_{\text{сух}} \cdot T_{\text{сух}} \cdot \tau, \quad (38)$$

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

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

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		66

$$\omega = 5,1 \text{ м/с};$$

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

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

Тогда количество тепла, потерянное через завалочное окно за плавку

$$Q_{17} = 37592,1 \cdot 1430 \cdot 1200 \cdot 0,75 = 48,381 \text{ ГДж}.$$

Полученный тепловой баланс плавки стали в ДСП-120 приведен в таблице 29.

Таблица 29 – Тепловой баланс плавки в ДСП-120

Статьи прихода	ГДж	%	Статьи расхода	ГДж	%
Электроэнергия, $Q_1$	175,608	63,531	Полезный расход энергии, $Q_{10}$	107,834	39,012
Тепло, вносимое шихтой, $Q_2$	21,953	7,942	Тепло, уносимое газами, $Q_{11}$	1,748	0,632
Тепло, вносимое другими материалами, $Q_{3+Q_4}$	0,058	0,021	Потери с охлаждающей водой, $Q_{12}$	58,59	21,196
Тепло экзотермических реакций, $Q_5$	51,588	18,663	Тепло, уносимое частицами $Fe_2O_3$ , $Q_{13}$	4,577	1,656
Тепло, поступающее от газоокислородных горелок, $Q_6$	11,88	4,298	Тепло эндотермических реакций, $Q_{14}$	18,00	6,512
Тепло шлакообразования, $Q_7$	5,746	2,079	Потери электрической сетью, $Q_{15}$	34,43	12,456
Тепло от окисления электродов, $Q_8$	8,442	3,054	Потери через футеровку, $Q_{16}$	0,724	0,262
Тепло кислорода и воздуха, $Q_9$	1,14	0,412	Потери через завалочное окно, $Q_{17}$	48,381	17,503
			Неучтенные потери	2,131	0,771
Итого	276,415	100	Итого	276,415	100

Невязка  $276,415 - 276,415 = 0$  ГДж или 0%.

Вывод по разделу два.

На ПАО «Ашинский металлургический завод» происходит фиксация расхода электрической энергии специальными приборами учета электроэнергии.

Одним из значимых параметров, характеризующим использование электроэнергии, является коэффициент полезного действия, учитывающий потери энергии при подводе ее к рабочему пространству печи на ДСП-120 в ЭСПЦ –  $2 \eta = 90\%$ . Расход электроэнергии, с учетом подогрева лома и наличия газокислородных горелок и времени их работы, равен 515 кВт·ч/т. Для пересчета кВт·ч в МДж используется переводной коэффициент 3,6 (1Вт/ч = 3600 Дж/ч).

После выполнения всех расчетов составляем итоговый материальный баланс плавки, в который заносим все вводимые в печь материалы и все получаемые при этом продукты. Количество материалов суммируем за всю плавку. Поскольку точно определить долю кислорода из атмосферы, пошедшую на окисление элементов нельзя, то считается, что получено значение расхода кислорода суммарное.

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		68

### 3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

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

Дефекты металла можно разделить по их происхождению (по переделам): сталеплавильного происхождения, прокатного происхождения и образовавшиеся на последующих переделах (например, при изготовлении труб).

Каждому дефекту присущи определенный внешний вид и расположение на поверхности или во внутренних слоях металла, форма и расположение структурных составляющих.

К важнейшим характеристикам металла, определяющим его качество, относятся состояние поверхности, структура и сплошность. Дефекты поверхности, нарушения сплошности, отклонения от заданной микро- и макроструктуры слитка, проката и изделий могут быть связаны с процессом производства стали, ее разливкой, кристаллизацией слитка, условиями деформации, термической обработки, дальнейшим переделом (формовка, сварка и др.). Эти дефекты могут существенно влиять как на технологические характеристики металла (при последующей обработке), так и на эксплуатационные свойства.

Наличие дефектов определяется как совершенством технологии, так и степенью ее соблюдения. В задачи определения причин неудовлетворительного качества металлопродукции входит не только выявление дефектов металла, но и установление их природы и причин возникновения.

Традиционно все дефекты делят по происхождению: дефекты, которые возникают в результате несоблюдения или несовершенства технологии в сталеплавильных цехах, и дефекты, которые появляются в прокатном цехе. Деление это условно, так как некоторые дефекты сталеплавильного происхождения исправимы в прокатном цехе, и в появлении их на металле “виноваты” оба производства.

1. Нарушения технологического режима при выплавке сплава на ДСП:
  - повышенное содержание в металле углерода и фосфора;
  - неравномерная температура: вверху горячий металл, внизу – холодный;
  - уход металла через эркер;
  - попадание воды в печь;
2. Нарушения технологического режима при выплавки сплава на АКП:
  - химический состав металла не соответствует заданному;
  - температура металла не соответствует заданной;
  - попадание воды в печь;

									Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР				69

– разрыв аргонопровода на отводах от цехового аргонопровода к установке АКП, предупредить обслуживающий персонал, находящийся вблизи аргонопровода, вывести людей из опасной зоны и выставить посты.

### 3. Нарушения технологического режима при выплавки сплава на МНЛЗ:

– выход из строя погружного стакана, износ и растрескивание, подтекание металла в стык между стаканом дозатором ковша и погружным стаканом, отрыв донной части стакана, зарастание и эрозия канала и боковых отверстий неметаллическими включениями разлива холодного металла;

– перелив металла через кристаллизатор;

– некрытие стопора;

– подтекание металла в стык между стаканом – дозатором ковша и погружным стаканом;

– неисправность вытягивающих устройств невнимательность разлищика;

– прорыв металла под кристаллизатором;

– признаки: резкое снижение уровня металла в кристаллизаторе, образование чулка, хлопки во вторичном охлаждении и появление зеленоватого пламени и пара из-под кристаллизатора.

Причинами прорыва металла под кристаллизатором являются: нарушение температурно-скоростного режима разлива; несвоевременная остановка приводов вытягивания заготовки при зависании корочки слитка в кристаллизаторе; грубые скопления окомкованного шлака на мениске и попадание его в корочку слитка; грубый «пояс» после длительных переходных процессов; грубые продольные и поперечные трещины на слябе нарушение режима охлаждения кристаллизатора; попадание шлака из промежуточного ковша в кристаллизатор.

Для предотвращения нарушения технологического режима выплавки сплава необходимо:

– своевременно проверять знания обслуживающего персонала;

– использовать материалы соответствующего качества;

– проводить периодический метрологический контроль;

– своевременно проводить планово-предупредительные ремонты;

– проводить исследовательские работы для выяснения конкретных причин брака;

– осуществлять контроль за соблюдением технологии.

### 3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения

Дефекты сталеплавильного производства подразделяют на поверхностные и внутренние. Основные поверхностные дефекты представлены ниже.

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		70

1. Плены. Являются результатом разбрызгивания стали в начале разливки. Окисленные брызги на поверхности слитка раскатываются в плены. Их можно легко удалить, но на их месте остаются вмятины.

2. Поперечные трещины. Образуются при подвешивании слитка из-за дефектов изложницы. Трещина с окисленной поверхностью заполняется свежим металлом, но при прокатке в этих местах образуются грубые рваные поперечные трещины.

3. Продольные трещины. Образуются преимущественно вблизи углов слитка, глубина их залегания составляет 5-30 мм. Являются следствием разливки перегретой стали и усугубляются перегретой изложницей.

4. Инородные включения. Частицы огнеупорных материалов, шлака и пр. на поверхности слитка, вкатанные в поверхностный слой раската и вытянутые вдоль направления прокатки.

К основным внутренним дефектам слитка относятся:

1. Головная усадочная раковина – формируется в прибыльной части слитка вследствие усадки стали при остывании.

2. Осевая усадочная раковина - природа та же, но простирается за пределы прибыльной части внутрь тела слитка. Является следствием неблагоприятных условий охлаждения головной части слитка, преждевременного раздевания или опрокидывания слитка и т.п.

3. Вторичная усадочная раковина – закрытая усадочная раковина ниже головной. Образуются при разливке стали прерванной струей и пр.

4. Усадочная рыхлость – мелкие поры и неплотности металла вблизи усадочной раковины и по оси слитка. Причина – усадка стали при остывании, выделение газовых пузырей, не успевших всплыть на поверхность.

5. Ликвация. Неравномерный химический состав стали в объеме слитка. Более легкоплавкие соединения (в частности, серы, фосфора) при остывании оттесняются к центру и вверх изложницы, где и застывают в последнюю очередь.

6. Подкорковые (сотовые) газовые пузыри. Дефект характерен для кипящей стали. Выделяемые при кристаллизации металла газы удерживаются дендритами под образовавшейся корочкой. При малой толщине корочки пузыри вскрываются при нагреве, в результате на поверхности раската появляются волосные трещины.

7. Шлаковые включения – являются следствием оставшихся в объеме слитка частиц огнеупоров (от сливного желоба, ковшей, сифонного припаса и пр.) и продуктов раскисления.



### 3.3 Раковины, отслоения

На поверхностях конечного продукта на металле могут образоваться раковины и отслоения.

Раковина – открытая или закрытая полость в слитке или отливке, образующаяся, при кристаллизации металла. Раковины в металле подразделяют на газовые, усадочные, песчаные, шлаковые.

Газовые раковины (рисунок 5).



Рисунок 5 – Газовая раковина

Отличительными признаками газовых раковин являются сферические или округленные пустоты с гладкой блестящей (у закрытых) или окисленной (у открытых) поверхностью, расположенные или снаружи отливки, или внутри нее.

Газовые раковины, образовавшиеся за счет плохого качества металла, чаще всего имеют малые размеры и разбросаны по всей массе отливки. Газовые раковины, образовавшиеся за счёт дефектов формы и неправильной технологии заливки, концентрируются чаще всего на отдельных определенных участках формы и находятся на небольшой глубине от поверхности отливки или стержня.

Причины образования:

- выделение газов из металла вследствие уменьшения растворимости их в металле при его кристаллизации;
- конструкция формы с такими поверхностями, которые затрудняют удаление скопившихся газов;
- неудачный состав переплавляемой шихты, загрязненной ржавчиной, серой, водородом, исходным металлом, уже насыщенным газом, замасленной стружкой, а также присутствие в шихте влаги и чрезмерное содержание серы в коксе, в нефти (в мазуте) и в сланцевом масле, если они служат топливом;

- неправильное ведение плавки, вызывающее насыщение металла газом в процессе плавки, если металл плохо раскислен;
- слишком большая скорость заливки форм;
- неудачный способ заполнения формы — заливка прерывающейся струей;
- недостаточно горячий металл может содержать газовые пузыри, не успевающие выделиться при охлаждении металла;
- разливка металла в плохо высушенный и недостаточно нагретый ковш. Носок ковша должен быть особенно хорошо высушен перед разливкой;
- заливка струей с большой высоты, когда происходит засасывание воздуха, вспенивание и разбрызгивание металла.

Устранить дефект можно самозаваркой при обработке давлением (если поверхность не окислена) или вырубкой отливки.

Усадочная раковина (рисунок 6).



Рисунок 6 – Усадочная раковина

Усадочные раковины имеют вид углублений и пустот неправильной формы, образующихся в тех местах отливки, где металл затвердевает в последнюю очередь.

Основной причиной образования усадочных раковин является уменьшение объема металла при затвердевании и дальнейшем охлаждении. Размер усадочных раковин зависит от степени (величины) усадки и от температуры заливки металла в форму (высокая температура заливки увеличивает объем усадочных раковин), а также от конструкции и размеров отливки и от скорости заполнения формы.

Способом устранения усадочной раковины производится путем отрезки части слитка или отливки.

Песчаная раковина (рисунок 7).

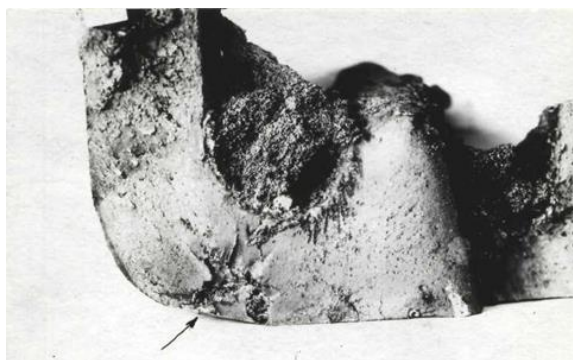


Рисунок 7 – Песчаная раковина

Песчаные раковины — это закрытые или открытые раковины неправильной формы в различных частях отливки, заполненные частично или полностью формовочным материалом.

Причины образования:

- разрушение частей формы струей металла при заполнении формы;
- механическое засорение готовой формы;
- неправильные формовочные уклоны модели.

Шлаковая раковина (рисунок 8).

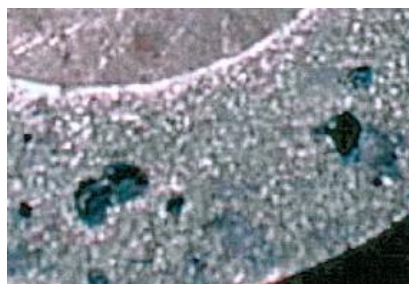


Рисунок 8 – Шлаковая раковина

Шлаковые раковины имеют неправильную форму и шероховатую поверхность. Полость раковины бывает заполнена шлаком полностью или частично.

Размеры, количество и расположение шлаковых раковин разнообразны и зависят от причин, вызвавших их образование.

Основной причиной образования шлаковых раковин является попадание шлака в форму вместе с металлом при заливке вследствие:

- а) плохой очистки металла от шлака;
- б) недостаточного заполнения литниковой чаши во время заливки;
- в) неправильной литниковой системы;
- г) недостаточной жидкотекучести металла;
- д) перерыва струи металла при заливке.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР

Лист

74

Для борьбы со шлаковыми раковинами необходимо обеспечить повышенную температуру при плавлении металла с целью увеличить его жидкотекучесть и понизить вязкость, а также улучшить условия всплывания шлака при выдерживании металла в ковше перед заливкой. Шлак необходимо счищать с поверхности металла счищалками. Для облегчения снятия жидкий шлак следует присыпать чистым сухим песком, который делает его более густым.

Вывод по третьему раздел.

Нарушения технологии производства стали и непрерывной разливки могут приводить к появлению дефектов поверхности на непрерывнолитой заготовке.

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		75

#### 4. ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

Сталь 45 имеет довольно много зарубежных аналогов, некоторые из них представлены в таблице 6.

Таблица 30 – 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	C45
G1042	C45	ZG310-570	50HS	R
0	E			C46

Дуговая печь постоянного тока Comelt с несколькими наклонными под углом  $40^\circ$  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 9) была сооружена на базе плазменной печи вместимостью 50 т на заводе в Линце (Австрия) [8].

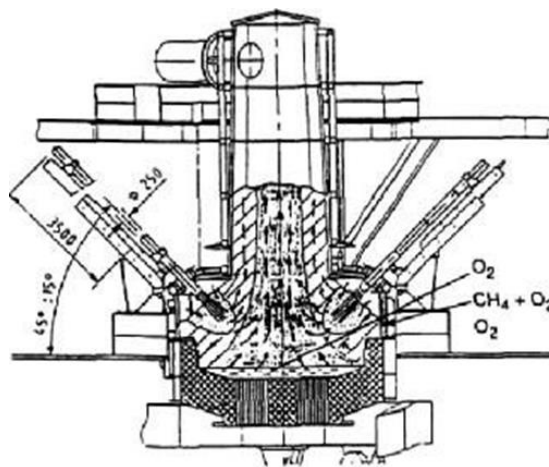


Рисунок 9 - Дуговая печь Comelt

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 дожига 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%).

Вывод по четвертому разделу.

Конструкция печи Comelt обеспечивает полное улавливание выделяющихся газов при уменьшении их объема на 70%, снижение шумовыделения на 15-20дБ, уменьшение фликера на 25-50%.

					22.03.02.2020.976.00 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 10.

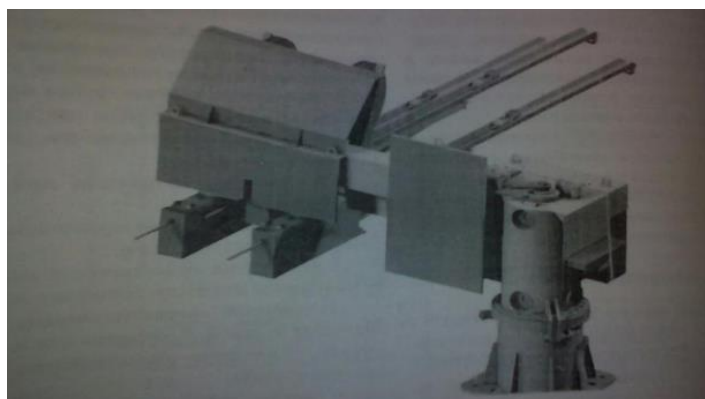


Рисунок 10 - Манипулятор для вдувания кислорода и углерода

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.

Фирма «BSE» разработала также манипулятор для автоматического измерения температуры и отбора (рисунок 11) проб без модернизации электродуговой печи, поскольку он установлен относительно её автономно [8].

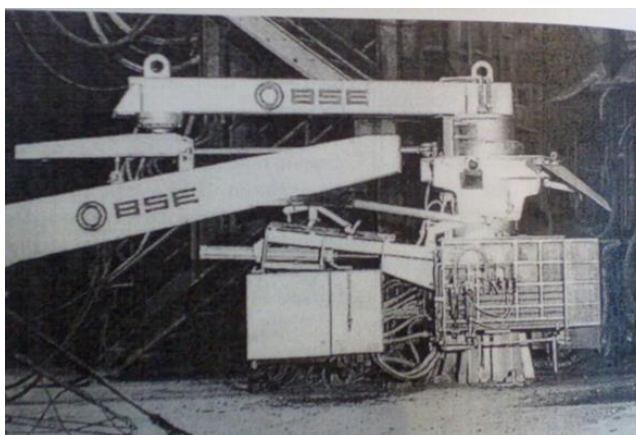


Рисунок 11 - Манипулятор для измерения температуры и отбора проб

Вывод по разделу пять.

Данные манипуляторы являются дорогостоящими. Для рекомендации его к внедрению необходимо выполнить экономические расчеты для удостоверения в экономической эффективности.

						22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата			79



## 6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

### 6.1 Общие требования охраны труда

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

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

Работодатель обязан обеспечить:

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

									Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР				80

– информирование работников об условиях и охране труда на рабочих местах, о риске повреждения здоровья и полагающихся им компенсациях и средствах индивидуальной защиты;

- предоставление федеральным органам исполнительной власти, осуществляющим функции по выработке государственной политики и нормативно-правовому регулированию в сфере труда, федеральным органам исполнительной власти, уполномоченным на проведение государственного надзора и контроля за соблюдением трудового законодательства и иных нормативных правовых актов, содержащих нормы трудового права, другим федеральным органам исполнительной власти, осуществляющим функции по контролю и надзору в установленной сфере деятельности, органам исполнительной власти субъектов Российской Федерации в области охраны труда, органам профсоюзного контроля за соблюдением трудового законодательства и иных актов, содержащих нормы трудового права, информации и документов, необходимых для осуществления ими своих полномочий.

## 6.2 Анализ опасных производственных факторов

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

К опасным производственным факторам на анализируемом участке работы относятся:

- подвижные части оборудования, вращающиеся и перемещающиеся механизмы;
- электрический ток;
- раскаленные элементы агрегатов и оборудования, а также металл в расплавленном состоянии.

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

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

Подъемно-транспортное оборудование для перемещения грузов в цехе представлено рольгангами, поперечными и продольными транспортерами с цепными шлепперами, передаточными тележками и мостовыми кранами.

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		81

При эксплуатации этого оборудования возможно травмирование персонала движущимися частями, падающим грузом, электрическим током.

Все части подъемно-транспортного оборудования, представляющие опасность при эксплуатации, надежно ограждены.

Непредусмотренный контакт работающих с перемещаемыми грузами исключен, обеспечена надежная прочность механизмов. Запас грузовой устойчивости не менее 25%. На каждом устройстве находятся бирки с указанием всех технических характеристик, а так же отмечен последний срок проверки и допуск к работе. К работе с подъемно-транспортными машинами допускаются только лица прошедшие специальную подготовку, инструктаж по технике безопасности и имеющие допуск к работе с этими машинами.

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

Электробезопасность – это система организационно-технических мероприятий и средств обеспечения защиты людей от вредного и опасного воздействия электрического тока, электрической дуги, электромагнитного поля, статического электричества.

ОНРС относится к помещению с повышенной электрической опасностью. Максимальная мощность электрического тока на рабочем месте – 30МВт, максимальный ток – 10кА. Все металлические и токоведущие части оборудования, которые из-за нарушения изоляции могут оказаться под напряжением заземлены и занулены. Сопротивление заземления не более 4Ом. Рабочие не имеют права самостоятельно проводить ремонт электротехнического оборудования. На участках, связанных с опасностью поражения электрическим током, имеются предостерегающие таблички и надписи. Персонал проинструктирован по электробезопасности и обучен оказанию первой медицинской помощи при поражении электрическим током.

Раскаленные элементы агрегатов и оборудования, а также металл в расплавленном состоянии могут стать причиной термических ожогов работников при несоблюдении правил и требований безопасности и неосторожном обслуживании агрегата внепечной обработки. Они же являются источником теплового излучения. Для защиты рабочего персонала от теплового излучения источники излучения закрываются защитными экранами.

										Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР					82

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 стенов);
- 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 (выносы и выбросы мельчайших капель окислов железа); химическое взаимодействие металла с вводимыми материалами, результатом, которого является пылегазовыделение; механическое разрушение хрупких технологических материалов при транспортировке и подаче в агрегат.

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

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

Основное коллективное средство защиты от данного вредного производственного фактора – система пылеулавливания и отведения выделяющихся газов, а также изоляция человека от источника пыли посредством автоматизации, механизации и дистанционного управления процессами.

Индивидуальные средства защиты от пыли (респираторы, очки, местная вытяжная вентиляция), как правило, применяются при ремонтах, техническом осмотре оборудования и разгрузочных работах. Все пульты управления представляют собой изолированные кабины, где имеется местная вентиляция.

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

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

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

Работа агрегата сопровождается повышенным шумом и вибрацией. Основными источниками шума в цехе являются: работа оборудования и механизмов, работа вентилярующих устройств, погрузочно-разгрузочные работы.

Вибрацию вызывает работа некоторых видов механического оборудования.

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

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		84

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

Вопрос экологии и защиты окружающей среды особенно ярко выражен на ПАО «Ашинский метзавод» прежде всего в связи с тем, что предприятие расположено в экологически чистом районе Челябинской области, все производство размещено в непосредственной близости от водоема (р. Сим).

Основная тяжесть негативного воздействия предприятия на экосистему приходится на долю водной и воздушной сред.

Большинство технологических операций цепочки производства основной продукции завода связано с интенсивным газопылевыделением, загрязнением воды и тепловым загрязнением окружающей среды.

Источники загрязнения воздушного бассейна:

- источники выделения: технологические агрегаты (установки, устройства, аппараты и т.п.), производственные участки (шлакоотвалы, места разгрузки материалов и т.п.), выделяющиеся в процессе эксплуатации загрязняющие вещества;

- источники выбросов: специальные устройства (аэрационные фонари, выбросные трубы, вентиляционные шахты и т.п.),

- посредством которых осуществляется выброс загрязняющих веществ в атмосферу;

- организованные источники выделения загрязняющих веществ, от которых последние поступают в систему газоходов или воздуходувов с газоочистными и пылеулавливающими установками;

- неорганизованные источники выделения, загрязняющие вещества от которых поступают непосредственно в цех или атмосферу вследствие не герметичности технологического оборудования, транспортных устройств, резервуаров, также сюда относят пылящие отвалы, открытые склады и т.п.

#### 6.4 Безопасность при работе с движущимися механизмами

Безопасность при работе с движущимися механизмами должна соблюдаться во избежание механической травмы в результате контакта. Условия существования опасности воздействия движущегося механизма на человека рассматривается как:

- приводящие к опасности из-за недостатков в монтаже и конструкции объекта;

									Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР				85



- Устройства автоматического контроля и сигнализации подразделяют:
- по назначению – на информационные, предупреждающие, аварийные и ответные;
  - по способу срабатывания – на автоматические, полуавтоматические;
  - по характеру сигнала – на звуковые, световые, цветовые, знаковые и комбинированные;
  - по характеру подачи сигнала – на постоянные и пульсирующие.

Вывод по шестому разделу.

Таким образом, рабочий, допускающийся к работе с движущимися механизмами и машинами должен быть обучен и обладать знаниями в объеме предусмотренным техническим описанием данного оборудования и общими правилами техники безопасности. Проверка знаний и практических навыков по управлению подъемником производится квалификационной комиссией. Администрацией организации должен быть определен круг лиц, осуществляющих контроль за состоянием и безопасной эксплуатацией движущихся механизмов и машин.

Все движущиеся части машин необходимо в установленные сроки предъявлять для испытания специальным службам государственного контроля

									Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР				87



## 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
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР					88

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Свенчанский А.Д., Электрические промышленные печи/Свенчанский А. Д., Смелянский М. Я. – М.: 2010. – 245 с.
2. Линчевский Б.В., Metallургия чёрных металлов/Линчевский Б. В., Соболевский А. Л., Кальменев А. А. – М.: 2009. – 303 с.
3. Поволоцкий Д. Я, Основы технологии производства стали: Учебное пособие для вузов. – Челябинск: Издательство ЮУрГУ, 2009. – 189 с.
4. Д.Г. Еланский, Тенденции развития электросталеплавильного производства. – М: Электromеталлургия, 2011. – 318 с.
5. А.В. Старосоцкий, Создание системы автоматического ведения плавки в ДСП как первый шаг развертывания интеллектуальных систем управления в сталеплавильном производстве/Старосоцкий А.В., Бабичев А.К., Деревянченко И.В., Храпко С.А., Синяков Р.В. – М: ОАО «Черметинформация». – 2009. – 308 с.
6. А.В. Рощин, Производство стали. Решение практических задач: учебное пособие/ Рощин А.В., Поволоцкий Д.Я., Грибанов В.П. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2006. – 72 с.
7. М.Л. Бернштейн, Атлас дефектов стали. – М.: Metallургия, 2010. – 187 с.
8. Модульная технология «Динарк» Danieli/Электromеталлургия, 2009. – 425 с.
9. Г.А. Лопухов, Плавка стали в дуговой печи Consteel с использованием жидкого чугуна в шихте. – М.: Электromеталлургия, 2006. – 442 с.
10. Рябов А.В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах / А.В.Рябов, И.В.Чуманов, М.В.Шишимиров // Учебное пособие. - М.: Теплотехник, 2007. - 192 с.

					22.03.02.2020.976.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		89