

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

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой

_____ В.А. Пашнев
«__» _____ 2017 г.

«ВЛИЯНИЕ ПРОМЕЖУТОЧНЫХ ОПЕРАЦИЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ЦИКЛА
НА СТРУКТУРУ И СВОЙСТВА ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКОЙ ИЗОТРОПНОЙ
ЛЕНТЫ»

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ – 22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР

Консультант
Безопасность жизнедеятельности
(старший преподаватель)
_____ Е.Е. Чванова
«__» _____ 2017 г.

Руководитель проекта
(старший преподаватель)
_____ Е.Е. Чванова
«__» _____ 2017 г.

Автор проекта
студент группы ДО-489
_____ Д.О. Кулебин
«__» _____ 2017 г.

Нормоконтролер
(старший преподаватель)
_____ Н.С. Хардукаш
«__» _____ 2017 г.

Челябинск 2017 г.

АННОТАЦИЯ

Кулебин Д.О. Влияние промежуточных операций технологического цикла на структуру и свойства электротехнической изотропной ленты – Челябинск ЮУрГУ, Базовая кафедра МП, 2017, 86 с., 11 ил., табл., библиогр. список – 9 наим., 6 л.чертежей ф. А1.

Выпускная квалификационная работа выполнена с целью исследования влияния промежуточных операций технологического цикла на структуру и свойства электротехнической ленты.

Процесс производства рассмотрен в условиях ПАО «Ашинский металлургический завод».

Проведена оценка возможности получения и обработки электротехнической изотропной ленты в ЭСПЦ №2, выплавка в дуговой сталеплавильной печи ДСП-120, доводка в агрегате «ковш-печь» АКП-100 и разливка в МНЛЗ.

В работе реализовано одно из мероприятий, которое относится к замене существующей технологии производства электротехнической изотропной стали толщиной 0,18 мм.

В разделе охрана труда и техника безопасности, проанализированы опасные и вредные производственные факторы, рассмотрены мероприятия по охране труда.

22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Кулебин Д.О.			Влияние промежуточных операций технологического цикла на структуру и свойства электротехнической изотропной ленты	Лит.	Лист	Листов
Провер.		Чванова Е.Е.					6	86
Реценз.						ЮУрГУ Базовая кафедра МП		
Н. Контр.		Хардукаш Н.С.						
Утверд.		Пашнев В.А.						

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	8
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ	9
1.1 Описание стали	9
1.2 Назначение выплавляемой стали	9
1.3 Технология выплавления электротехнической стали	10
1.3.1 Выбор оборудования для выплавки.....	12
2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ	19
2.1 Материальный баланс плавки	19
3 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА	67
4 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА	72
5 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ	74
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ	76
6.1 Общие требования охраны труда	76
6.2 Анализ опасных производственных факторов	77
6.3 Анализ вредных производственных факторов	78
6.4 Профессиональные заболевания в металлургической промышленности.	80
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	85
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	86

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		7

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Описание стали марки 2412

Электротехническая сталь, также имеет названия динамная сталь, трансформаторная сталь, кремнистая электротехническая сталь — сплав железа обычно с кремнием, иногда легированный алюминием, готовый продукт выпускается в виде тонких листов толщиной от 0,05 до 2 мм.

Магнитомягкий ферромагнитный материал. Имеет улучшенные ферромагнитные свойства для применения в знакопеременных магнитных полях. Химический состав стали 2411 представлен в таблице 1.

Таблица 1 - Химический состав стали 2412 (ГОСТ 4543-71), %

Предел	C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Cu	Fe
Нижний	0,28	0,9	0,8	н.б.	н.б.	н.б.	0,8	н.б.	96
Верхний	0,34	1,2	1,1	0,3	0,025	0,025	1,1	0,3	

1.2 Назначение выплавляемой стали

Изотропные электротехнические стали применяют в основном для изготовления магнитопроводов вращающихся машин всех видов: асинхронных электродвигателей постоянного тока, сварочных и силовых трансформаторов, дросселей, реле и др., где магнитный поток не превышает, но охватывает все направления в плоскости пластины, что делает применение анизотропной стали неэффективным.

Используется при изготовлении магнитопроводов различного электротехнического оборудования — электромагнитов, трансформаторов, генераторов, электродвигателей, дросселей, магнитопроводов реле, феррорезонансных стабилизаторов напряжения и др.

Изотропная сталь характеризуется слабой зависимостью магнитных свойств от направления намагничивания в плоскости листа, что позволяет эффективно применять данную сталь для деталей магнитопроводов электродвигателей, генераторов, преобразователей и других изделий, где магнитный поток ориентирован под различными углами к направлению прокатки.

Магнитопроводы трансформаторов из данной стали изготавливаются штамповкой. Например шихтованные и стыковые магнитопроводы собираются из пластин ТШ и Т-образной формы. При шихтовке пластины укладывают слоями и чередуют в различном порядке. Основное требование к изотропной электротехнической стали – получение одинаковых электромагнитных свойств во всех направлениях готового металла, что достигается за счет создания равноосной зеренной структуры и уменьшения

текстурованности. Критериями оценки качества изотропной стали являются высокие значения индукции и минимальные – ваттные потери.

1.3 Технология выплавки электротехнической изотропной стали.

Исходной заготовкой для прокатки на ПАО «Ашинский металлургический завод» служит рулонный прокат из холоднокатаной электротехнической изотропной стали марки 2411-2412 толщиной 0,5мм, поставляемый по ГОСТ 21427.2. Поставщиком заготовки является ОАО «Ново-Липецкий металлургический комбинат».

Процесс производства стали осуществляется в дуговых электропечах емкостью 25-100 т. В качестве шихты используют отходы углеродистых сталей, но особое внимание обращают на содержание меди и никеля в шихте.

Шихты в завалке должно быть 0,5 – 0,7% углерода. Чтобы начался процесс науглероживания в шихту подают 10 – 15% чугуна, (недостающее до расчетного) количество углерода вводят в виде электродного боя. На подину, перед завалкой, загружают от 2 – 3% извести (от массы завалки) и железную руду до 1 – 2%, что способствует удалению большей части фосфора в период плавления. В период плавления, для уменьшения основности шлака и глубокого окисления марганца иногда присаживают шамотный бой.

Для усиления плавки ванну дуговой печи в течение 1 – 10 мин. нужно продувать кислородом. Совмещение периода окисления с периодом плавления позволяет уменьшать содержание в трансформаторной стали примесей марганца, фосфора и хрома, уменьшить продолжительность плавки и повысить условия для долгой службы футеровки печи.

По расплавлении металл содержит примерно 0,10 – 0,15% С, 0,06 – 0,15% Mn, 0,003 – 0,15% P.

Шлак периода плавления скачивают на 70 – 80% и делают новый из извести и шпата. Под ним проводят окислительный период. Окисление металла лучше проводить газообразным кислородом, потому что таким способом можно быстрее окислить углерод до нужных 0,03%. Концентрации углерода ниже 0,03% получать не рекомендуют, так как это приводит к переокислению изотропной электротехнической стали и повышению ее температуры, что очень ухудшает свойства стали (из за насыщения металла газами) и может вызвать быстрое разрушение футеровки.

В окислительном периоде шлак содержит 50% и больше окиси железа. Такой шлак очень жидкоподвижен и сильнее разрушает футеровку; поэтому чем быстрее проводить окисление, тем меньше разрушится футеровка печи.

Высокая основность сильно окисленного шлака и его постоянное обновление позволяют к концу плавки получать металл содержащий 0,03 – 0,06% Mn, 0,003 – 0,006% P, 0,02 – 0,03% Cr. Температура изотропной стали достигает 1620 – 1650°С к концу продувки.

										Лист
										10
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР					

1.3.1 Выбор оборудования для выплавки.

Рассмотрим возможность производства данной стали на оборудовании ПАО «Ашинский металлургический завод»

Производство стали марки 2412 в условиях электросталеплавильного цеха №2 будет иметь следующую технологическую схему: производство полупродукта в основной электродуговой печи ДСП-120, доводка и рафинирование стали до нужного химического состава на агрегате печь-ковш, разливка на одноручьевой вертикальной слябовой машине непрерывного литья заготовки (рисунок 1).

Плавильной частью на печи Consteel является трехфазная печь 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.

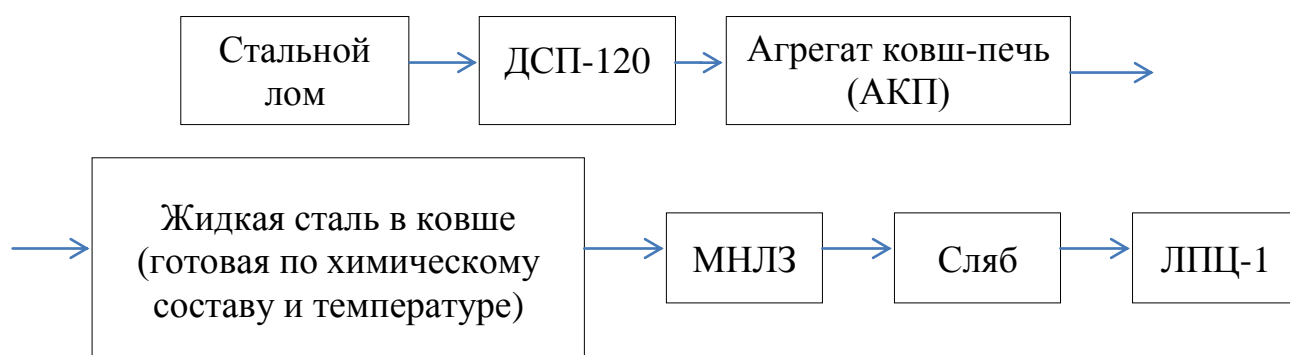


Рисунок 1 – Технологическая схема

В таблице 2 представлены общие характеристики агрегата: дуговая электроплавильная печь (ДСП120).

Таблица 2 – Общие характеристики агрегата: дуговая электросталеплавильная печь (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
Угол выпуска	20 °
Угол спуска шлака	– 15 °

Объем печи	148 м ³
Тип электродных консолей	проводные
Диаметр распада электродов	1250 мм
Диаметр электрода	610 мм
Длина электрода	2700 мм
Емкость корзины для лома	85 м ³

В таблице 3 представлены технические характеристики ДСП-120

Таблица 3 – Технические характеристики ДСП-120

Наименование показателей	Единица измерения	Обозначение
Конструкция футеровки свод	–	Центральная часть свода в зоне прохода электродов выполняется футерованной (из периклазохромитового кирпича), периферийная часть из водоохлаждаемых панелей
стены	–	Водоохлаждаемые панели. Участок стен под водоохлаждаемыми панелями – кирпич периклазоплавленный обожженный. На внутреннюю поверхность панелей наносится защитная огнеупорная масса.
Температура воды: на подводе на сливе	°С °С	70 – 80 90 – 100
расход воды на охлаждение (свод и стены электропечи)	м ³ /т	85
Организация пылегазоудаления устройство для отвода дымовых газов	–	Водоохлаждаемый коленообразный патрубок от электропечи; диаметр газоходов – 2200 мм
Количество отводимых газов	м ³ /ч	36000
Тип газоочистки	–	мокрая
Содержание пыли в отходящих газах: до газоочистки после газоочистки	г/нм ³ г/нм ³	1,164 0,205

Продолжение таблицы

Оборудование для интенсификации расплавления шихты. Кислородная фурма: скорость перемещения фурмы	м/мин	30
расход кислорода	м ³ /мин	50
давление кислорода	кгс/см ²	13 – 15
Устройство измерения температуры металла и отбора проб скорость перемещения зонда	м/мин	не более 20
управление работой устройства	–	с помощью АСУТП, ручное
глубина погружения сменного блока зонда в расплав металла	мм	500
длительность цикла измерения температуры и взятия пробы металла	сек	не более 10
Устройство для загрузки добавочных материалов	–	Загрузка в электропечь шлакообразующих и ферросплавов производится через специальное отверстие в водоохлаждаемой части свода
Диаметр загрузочной трубы и кессона	мм	350
Электроды тип	–	графитированные
диаметр	мм	610
поставщик	–	НЭЗ (г. Новочеркасск) НовЭЗ (г. Новосибирск), Италия, Испания, Германия, Япония и др.
герметизация	–	газодинамическое уплотнение
диаметр распада электродов	мм	1400
скорость перемещения электродов: в автоматическом режиме в ручном режиме	мм/сек мм/сек	60 – 120 80 – 160
привод исполнительного механизма перемещения электродов	–	гидравлический
Кислородная фурма: скорость перемещения фурмы	м/мин	30
расход кислорода	м ³ /мин	50

Продолжение таблицы

давление кислорода	кгс/см ²	13 – 15
Механизм подъема и поворота свода	–	Осуществляет подъем и поворот свода на величину, обеспечивающую полное раскрытие рабочего пространства печи. Наклон печи в сторону рабочего окна для скачивания шлака производится на 10 °
Длительность подъема и поворота свода с возвратом	сек	100
Механизм наклона печи	–	Осуществляет наклон печи в сторону слива металла на 40°, что обеспечивает полное удаление металла и шлака. Наклон печи в сторону рабочего окна для скачивания шлака производится на 10 °.
Аппаратура контроля, автоматического регулирования и автоматизированного управления	<p>ДСП-120 оснащена надежной системой контроля температуры подины с сигнализацией аварийного перегрева. Электроды оснащены аппаратурой контроля параметров электрического и теплового режимов ее работы, автоматическим регулированием мощности и автоматизированной системой управления на базе вычислительной техники (АСУ ДСП). Автоматический регулятор мощности обеспечивает устойчивое горение электрических дуг при максимальных скоростях перемещения электродов во все периоды плавки.</p> <p>АСУ ДСП-120 реализует следующие функции:</p> <ul style="list-style-type: none"> – контроль и управление энерготехнологическим режимом плавки; – контроль и управление системой газокислородных горелок; – контроль и управление системой водоохлаждения; – контроль и управление кислородной продувкой; – контроль и управление отводом дымовых газов; – контроль и управления системой дозирования и ввода в печь шлакообразующих материалов и ферросплавов; – контроль состояния готовности основных узлов, технологических схем, устройств и пускорегулирующей аппаратуры. 	

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

22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР

Лист

15

Агрегат ковш-печь, также называется агрегатом комплексной обработки стали (АКОС) – это звено в единой технологической схеме с дуговой печью, для доведения металла в ковше, после его выпуска из плавильного агрегата, до заданной температуры и химического состава.

В агрегате проводятся операции окончательного раскисления, десульфурации, легирования и модифицирования. Ковш накрывается водоохлаждаемым или футерованным сводом с отверстиями для введения графитированных электродов, подачи присадок и контроля процесса, наводят свежий высокоосновный шлак, обладающий высокой десульфурующей способностью и защищающий металл от вторичного окисления окружающей атмосферой. В таблице 4 представлены технические характеристики агрегата ковш-печь.

Таблица 4 – Технические характеристики агрегата ковш-печь

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

Оборудование агрегата печь-ковш:

- рабочие площадки;
- свод с системой подъема водоохлаждаемый;
- колонны электрододержателей с системой подъема;
- трансформатор печной мощностью 18 МВА;
- сталевоз для перемещения ковша;
- система подачи и взвешивания сыпучих материалов;
- система газоочистки отходящих газов;
- система измерения и регулирования расхода аргона, донная продувка металла аргоном с узлами продувки;
- система (верхней) продувки аргоном аварийная ;
- трайб-аппарат двухручьевой;
- оборудование для определения температуры и взятия пробы металла;
- система водяного охлаждения;
- система сжатого воздуха;
- гидростанция;
- система управления оборудованием автоматизированная;
- система управления процессом автоматизированная
- на агрегате контролируются следующие параметры:
- окисленность жидкой стали и шлака, температура;
- масса кусковых материалов по порциям и видам материалов;
- интенсивность подачи порошка, масса порошкообразных материалов;
- расход аргона на транспортирование порошкообразных материалов;
- расход аргона на аэрацию порошкообразных материалов;
- положение фурмы;
- положение механизма для ввода электродов в расплав;
- давление в пневмонасосе;
- расход аргона и давление на перемешивание металла;
- состав и давление газа под крышкой;
- параметры нагрева электрические (напряжение, активная мощность, сила тока);
- масса алюминиевой проволоки вводимой в металл;
- продолжительность обработки металла;
- расход и давление воды.

В сталеплавильном цехе имеется отделение непрерывной разливки стали со слябовой машиной непрерывного литья заготовок фирмы «STB».

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

Разливку стали можно осуществлять методом «плавка на плавку» полностью закрытой струей, то есть с применением защитной трубы, погружного стакана, с добавлением разливочного порошка и в защитной среде аргона [5].

										Лист
										17
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР					

2 МАТЕРИАЛЬНЫЙ БАЛАНС ПЛАВКИ

2.1 Расчет шихты

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

Задачу выбора рационального состава шихты для выплавки стали в "идеальных" условиях, когда есть в наличии все группы отходов и все легирующие, можно решать с помощью метода линейного программирования. В реальных производственных условиях очень часто приходится выплавлять сталь из шихты, которая есть в наличии. Это связано с отсутствием легированных отходов. Углеродистых отходов больше. Особенно это стало актуальным в настоящее время, когда в ДСП выплавляют низколегированные стали и мало заказов на сложнолегированный сортамент. В условиях современного производства предпочтительнее выплавлять в ДСП углеродистый полупродукт с последующим легированием (рафинированием) во вне- печных агрегатах. Поэтому подавляющую часть шихты составляют углеродистые либо низколегированные отходы. Также в состав шихты входит родственная группа, а также близкие к ней по химическому составу легированные группы отходов и соответствующие ферросплавы и лигатуры. В завалку даются ферросплавы, которые имеют малый угар или не окисляются, на нижний предел. В качестве науглероживателей в завалку можно давать: чугун, кокс, электродный бой или высокоуглеродистые ферросплавы. Шихтовку составляют с учетом особенностей технологии выплавки стали.

На основании выше изложенного даем в завалку отходы углеродистой стали ст.3

Следовательно, шихта для выплавки заданной марки стали может быть составлена из материалов, химический состав представлен в таблице 6. Состав шихты представлен в таблице 7.

Кроме основной металлической шихты в дуговую печь загружают известь в количестве 24кг/т и агломерат. В современной дуговой сталеплавильной печи с сверхмощными трансформаторами твердые окислители не используют. В данном расчете делается допущение и используется агломерат для проведения окислительного периода, так как в настоящее время существуют ДСП небольшой вместимости старой конструкции.

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

Материал	Содержание элементов													
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	Al	W	Mo	V	Cu	Fe
Ст.3	0,18	0,22	0,5	0,04	0,05	0,2			0				0,2	98,61
Чугун	3	1	1	0,04	0,04	0	0	0	0	0	0	0,02	0,2	94,7

Выплавка стали в дуговой сталеплавильной печи. Период плавления.
Окисление элементов.

Расчет поступивших продуктов окисления металлического расплава в шлак производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки в период плавления для всех элементов, входящих в таблицу 7 (таблица 10).

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

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

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	544,32	108,864	435,456	0,427
Si	329,28	329,28	0	0
Mn	588	411,6	176,4	0,173
P	42	0	42	0,041
S	51,24	0	51,24	0,050
Cr	184,8	36,96	147,84	0,145
Ni	0	0	0	0
Ti	0	0	0	0
Al	0	0	0	0
W	0	0	0	0
V	2,52	0	2,52	0,002
Cu	210	0	210	0,206
Mo	0	0	0	0
Fe	103047,84	2060,957	100986,88	98,956
Всего	105000	2947,661	102052,339	100

Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле (1)

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

где m_i – масса окисляющегося элемента i , кг;

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

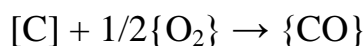
$\mu_i, \mu_{i_xj_y}$ – молекулярные массы элемента i и оксида.

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

$$m_{O_2}(i) = m_{i_{x_o_2}} - m_i, \text{ кг}, \quad (2)$$

Определение кислорода, необходимого для окисления элементов шихты.

1) Окисление углерода происходит по реакции:

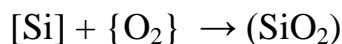


$$m_{CO} = \frac{m_C}{V_C \cdot \mu_C} \cdot V_{CO} \cdot \mu_{CO} = \frac{108,864 \cdot 28}{12} = 254,016 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления углерода:

$$m_{O_2}(C) = m_{CO} - m_C = 254,016 - 108,864 = 145,152 \text{ кг}$$

2) Окисление кремния происходит по реакции:

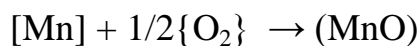


$$m_{SiO_2} = \frac{m_{Si}}{V_{Si} \cdot \mu_{Si}} \cdot V_{SiO_2} \cdot \mu_{SiO_2} = \frac{329,28 \cdot 60}{28} = 705,6 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления кремния:

$$m_{O_2}(Si) = m_{SiO_2} - m_{Si} = 705,6 - 329,28 = 376,32 \text{ кг}$$

3) Окисление марганца происходит по реакции:



$$m_{MnO} = \frac{m_{Mn}}{V_{Mn} \cdot \mu_{Mn}} \cdot V_{MnO} \cdot \mu_{MnO} = \frac{411,6 \cdot 71}{55} = 531,338 \text{ кг}$$

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

С газами теряется:

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		22

$$531,338 \cdot \frac{20}{100} = 106,268 \text{ кг}$$

Из них марганца:

$$411,6 \cdot \frac{20}{100} = 82,32 \text{ кг}$$

В шлак переходит:

$$531,338 \cdot \frac{80}{100} = 425,071 \text{ кг}$$

Из них марганца:

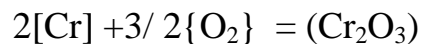
$$411,6 \cdot \frac{80}{100} = 329,28 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления марганца:

$$m_{O_2}(Mn) = m_{MnO} - m_{Mn} = 531,338 - 411,6 = 119,738 \text{ кг}$$

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

5) Окисление хрома происходит по реакции:



$$m_{Cr_2O_3} = \frac{m_{Cr}}{V_{Cr} \cdot \mu_{Cr}} \cdot V_{Cr_2O_3} \cdot \mu_{Cr_2O_3} = \frac{36,96 \cdot 152}{104} = 54,018 \text{ кг}$$

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

С газами теряется:

$$54,018 \cdot \frac{20}{100} = 10,804 \text{ кг}$$

Из них хрома:

$$36,96 \cdot \frac{20}{100} = 7,392 \text{ кг}$$

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		23

В шлак переходит:

$$54,018 \cdot \frac{80}{100} = 43,215 \text{ кг}$$

Из них хрома:

$$36,96 \cdot \frac{80}{100} = 29,568 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления хрома:

$$m_{O_2}(Cr) = m_{Cr_2O_3} - m_{Cr} = 54,018 - 36,96 = 17,058 \text{ кг}$$

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

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

Образуется, оксидов железа в пересчете на FeO

$$m_{FeO} = \frac{m_{Fe}}{V_{Fe} \cdot \mu_{Fe}} \cdot V_{FeO} \cdot \mu_{FeO} = \frac{2060,957 \cdot 72}{56} = 2649,802 \text{ кг}$$

по реакции



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

$$2649,802 \cdot \frac{80}{100} = 2119,841 \text{ кг}$$

Из них железа:

$$2060,957 \cdot \frac{80}{100} = 1648,765 \text{ кг}$$

В шлак переходит:

$$2649,11 \cdot \frac{20}{100} = 529,96 \text{ кг}$$

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		24

Из них железа:

$$2060,957 \cdot \frac{20}{100} = 412,191 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления железа:

$$m_{O_2}(Fe) = m_{FeO} - m_{Fe} = 2649,802 - 2060,957 = 588,845 \text{ кг}$$

В конце периода плавания в печи остается следующее количество металла (с учетом угаров элементов): 102052,339 кг, содержание углерода в металле составит 0,427%.

Содержание в металле определяем по формуле:

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

$$[O] = -\left(\frac{0,00216}{0,427}\right) + 0,00884 = 0,004 \%$$

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

$$\frac{102052,339 + x}{x} = \frac{100}{0,004},$$

где x – искомая величина, кг

102052,339+ x – масса металла с учетом содержания кислорода, кг

0,004 – содержание кислорода в металле, %

$$x = 3,856 \text{ кг}$$

Шлакообразование

Шлак периода плавания 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:

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

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		25

где $m_i(j)$ – масса компонента i , вносимого шлакообразующим j , кг
 m_j – расход шлакообразующего j , кг
 (i) – содержание компонента в i в шлакообразующем j .

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

$$CaO = \frac{2300 \cdot 88}{100} = 2024 \text{ кг}$$

$$SiO_2 = \frac{2300 \cdot 1,3}{100} = 29,9 \text{ кг}$$

$$MgO = \frac{2300 \cdot 2}{100} = 46 \text{ кг}$$

$$Al_2O_3 = \frac{2300 \cdot 0,8}{100} = 18,4 \text{ кг}$$

$$Al_2O_3 = \frac{2300 \cdot 0,2}{100} = 4,6 \text{ кг}$$

В данном расчете ведем пересчет на FeO, по формуле:

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

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

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

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

В пересчете на FeO (5):

$$m_{FeO} = \frac{4,6 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 4,14 \text{ кг}$$

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

$$CO_2 = \frac{2300 \cdot 7,7}{100} = 177,1 \text{ кг}$$

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		26

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

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

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

где m_0 – масса садки печи, кг

Расход магнезитового порошка равен (6):

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

Тогда магнезит внесет в шлак, кг (4):

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

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

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

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

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

В пересчете на FeO (5):

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

в) Поступление в шлак золы электродов. Расход современных электродов составляет 4...5 кг/т – отечественных фирм – производителей и 1...2 кг/т – зарубежных. Принимаем, что за время плавки расходуется 4,5 кг/т электродов, т.е. 450 кг. В электроде содержание углерода составляет 99%, тогда окисляется углерода:

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		27

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

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

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

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

Количество кислорода необходимого для окисления углерода составит:

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

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

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

Разрушающиеся электроды также вносят в шлак, кг (4):

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

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

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

г) Поступление оксидов в шлак из металла, кг:

$$SiO_2 - 705,6;$$

$$MnO - 425,071;$$

$$Cr_2O_3 - 43,215;$$

$$FeO - 529,96;$$

д) Расчет составляющих, поступивших в шлак из агломерата.

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

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

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
						28
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$\frac{(102052,339 + 3,856) \cdot 6}{100} = 6123,372 \text{ кг}$$

где $(102052,339 + 3,856)$ – масса металла с учетом содержания кислорода, кг; шлак составляет 6% от массы металла.

Определяем количество FeO в шлаке:

$$\frac{6123,372 \cdot 15,1}{100} = 924,629 \text{ кг}$$

Это количество вносится известью, футеровкой, оксидами из металлической ванны и рудой. Известью, футеровкой и оксидами из металлической ванны в шлак внесено $4,536 + 10,591 + 529,96 = 545,087$ кг FeO. Тогда руда внесет $924,629 - 545,087 = 379,542$ кг FeO.

На образование такого количества FeO потребуется:
железа (1)

$$\frac{379,542 \cdot 56}{72} = 295,199 \text{ кг}$$

и кислорода (2)

$$379,542 - 295,199 = 84,343 \text{ кг.}$$

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

- 1) на окисление углерода – 145,152;
- 2) на окисление кремния – 376,32;
- 3) на окисление марганца – 119,738;
- 4) на окисление хрома – 17,058;
- 5) на окисление титана – 0;
- 6) на окисление алюминия – 0;
- 7) на окисление железа – 588,845;
- 8) на окисление электродов – 720,72;
- 9) на насыщение металла – 3,856;
- 10) на образование FeO – 84,343.

Всего: 2056,032.

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

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

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		29

Если принять приближенно, что продолжительность плавления в 100 – тонной печи составит 40 минут, то за это время усвоится кислорода $20 \cdot 24,630 \cdot 0,667 = 328,401$ кг ($24,630 = \frac{\pi \cdot 5,6^2}{4}$ – общая суммарная поверхность ванны на уровне откосов, м²). Следовательно, с железной рудой и газообразным кислородом необходимо внести кислорода $2056,032 - 328,401 = 1727,631$ кг.

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

$$\frac{1727,631 \cdot 100}{27,7} = 6236,934 \text{ кг}, \quad (8)$$

где 1727,631 – необходимо внести кислорода с железной рудой, кг;

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

Руда, кроме кислорода, вносит железа:

$$\frac{6236,934 \cdot 62,3}{100} = 3885,61 \text{ кг}, \quad (9)$$

из них 295,199 кг остается в шлаке в виде FeO, следовательно, переходит в металл железа $3885,61 - 295,199 = 3590,41$ кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{6236,934 \cdot 0,1}{100} = 6,237;$$

$$MgO = \frac{6236,934 \cdot 0,3}{100} = 18,711;$$

$$SiO_2 = \frac{6236,934 \cdot 5,25}{100} = 327,439;$$

$$P_2O_5 = \frac{6236,934 \cdot 0,15}{100} = 9,355;$$

$$Al_2O_3 = \frac{6236,934 \cdot 4,1}{100} = 255,714;$$

$$S = \frac{6236,934 \cdot 0,1}{100} = 6,237;$$

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
						30
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака и металла (таблица 11 и 12) в конце плавления без учета дефосфорации, с учетом кислорода, растворенного в металле, и применения железной руды (агломерата).

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

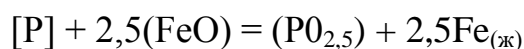
Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Известь	29,900	2024,00	-	4,140	-	18,400	46,000	-	-	-	2122,440
Футеровка ванны	17,651	5,884	-	10,591	-	5,884	547,180	-	-	-	587,190
Электрод	2,373	0,496	-	-	-	1,331	-	-	-	-	4,200
Оксиды из металлической ванны	705,600	-	425,071	529,960	43,215	0,000	-	0	-	-	1703,846
Руда	327,439	6,237	-	379,542	-	255,714	18,711	-	9,355	6,237	1003,235
Всего	1082,96	2036,61	425,071	924,233	43,215	281,329	611,891	0	9,355	6,237	5420,911
Всего, %	19,978	37,570	7,841	17,049	0,797	5,190	11,288	0	0,173	0,115	100

Таблица 13 – Состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	544,32	-	-	108,864	435	0,412
O	-	3,856	-	-	3,856	0,004
Si	329,28	-	329,28	-	0	0
Mn	588	-	329,28	82,32	176,4	0,167
P	42	-	-	0	42,00	0,040
S	51,24	-	-	0	51,24	0,049
Cr	184,8	-	29,568	7,392	147,84	0,140
Ni	0	-	-	0,000	0,000	0,000
Ti	0	-	0	0	0	0
Al	0	-	0	0	0	0
W	0	-	-	0	0	0,000
V	2,52	-	-	0	2,52	0,002
Cu	210	-	-	0	210	0,199
Mo	0	-	-	0	0	0,000
Fe	103047,84	3590,410	412,191	1648,765	104577,294	98,988
Всего	105000	3594,266	1100,319	1847,341	105646,605	100

2. 2.3 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:

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

При T=1873 К:

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

$$K_p = 0,163$$

Выразим состав шлака в мольных (x_{RO}) или в ионных (x_R) долях. Для этого предварительно вычислим число молей оксидов n_{RO} и число катионов n_R , в 100 г шлака (таблица 14):

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

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

μ_{RO} – молекулярная масса оксида RO;

ν_R – количество катионов R^+ в молекуле RO.

Таблица 14 – Состав шлака дефосфорации

Состав шлака	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	MgO	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	TiO ₂	PO _{2,5}	Σ
M_{RO}	56	60	71	72	40	102	152	80	71	-
n_{RO}	0,671	0,333	0,110	0,237	0,282	0,051	0,005	0,000	0,002	1,692
x_{RO}	0,397	0,197	0,065	0,140	0,167	0,030	0,003	0,000	0,001	1,000
n_{R^+}	0,671	0,333	0,110	0,237	0,282	0,102	0,010	0,000	0,002	1,748
x_{R^+}	0,384	0,190	0,063	0,135	0,161	0,058	0,006	0,000	0,001	1,000

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

$$\begin{aligned} \lg \gamma_{FeO} &= \frac{1000}{T} \cdot [2,18 \cdot X_{Mn} \cdot X_{Si} + 5,9 \cdot (X_{Ca} + X_{Mg}) \cdot X_{Si} + 10,5 \cdot X_{Ca} \cdot X_P] = \\ &= \frac{1000}{1873} \cdot [2,18 \cdot 0,063 \cdot 0,19 + 5,9 \cdot (0,384 + 0,161) \cdot 0,19 + 10,5 \cdot 0,384 \cdot 0,001] = \\ &= 0,344 \end{aligned}$$

$$\gamma_{FeO} = 2,209$$

$$\lg \gamma_{PO_{2,5}} \approx \lg \gamma_{FeO} - \frac{10500}{1873} \cdot X_{Ca} = 0,344 - \frac{10500}{1873} \cdot 0,384 = -1,808;$$

$$\gamma_{PO_{2,5}} = 0,016$$

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

$$\begin{aligned} \lg f_P &= e_P^C \cdot [C] + e_P^O \cdot [O] + e_P^{Si} \cdot [Si] - e_P^{Mn} \cdot [Mn] + e_P^P \cdot [P] + e_P^S \cdot [S] - e_P^{Cr} \cdot [Cr] - \\ &- e_P^{Ni} \cdot [Ni] + e_P^{Ti} \cdot [Ti] - e_P^W \cdot [W] + e_P^{Al} \cdot [Al] - e_P^{Mo} \cdot [Mo] - e_P^{Cu} \cdot [Cu] - e_P^V \cdot [V] = \\ &= 0,13 \cdot 0,412 + 0,13 \cdot 0,004 - 0,032 \cdot 0,167 + 0,062 \cdot 0,04 + 0,028 \cdot 0,049 - 0,044 \cdot 0,14 - \\ &- 0,035 \cdot 0,199 - 0,042 \cdot 0,002 = 0,039; \end{aligned}$$

$$f_P = 1,095.$$

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

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

где μ_P – атомная масса фосфора,

$$L_P = \frac{31 \cdot 0,163 \cdot 1,095 \cdot (0,14 \cdot 2,209)^{2,5} \cdot 1,692}{0,016} = 31,929.$$

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

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		33

Руда, кроме кислорода, вносит железа (9)

$$\frac{111,685 \cdot 62,3}{100} = 69,580 \text{ кг}$$

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{111,685 \cdot 0,10}{100} = 0,112;$$

$$MgO = \frac{111,685 \cdot 0,30}{100} = 0,335;$$

$$SiO_2 = \frac{111,685 \cdot 5,25}{100} = 5,863;$$

$$P_2O_5 = \frac{111,685 \cdot 0,15}{100} = 0,168;$$

$$Al_2O_3 = \frac{111,685 \cdot 4,10}{100} = 4,579;$$

$$S = \frac{111,685 \cdot 0,10}{100} = 0,112;$$

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

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr2O3	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Известь	29,900	2024,000	-	4,140	-	18,400	46,000	-	-	-	2122,440
Футеровка ванны	17,651	5,884	-	10,591	-	5,884	547,180	-	-	-	587,19
Электрод	2,373	0,496	-	-	-	1,331	-	-	-	-	4,2
Оксиды из метал. ванны	705,600	-	425,071	529,960	43,215	0,000	-	0,000	54,913	-	1758,758
Руда	333,302	6,349	-	379,542	-	260,293	19,046	-	9,523	6,349	1014,404
Всего	1088,826	2036,729	425,071	924,233	43,215	285,908	612,226	0,000	64,436	6,349	5486,992
Всего, %	19,844	37,119	7,747	16,844	0,788	5,211	11,158	0,000	1,174	0,116	100

С учетом кислорода, растворенного в металле, применение железной руды (агломерата) и проведения окислительной дефосфорации ожидаемый массовый и процентный состав металла (по расплавлению шихты) представлен в таблице 12.

В таблице 16 представлен баланс металла периода плавления.

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	544,32	0	-	108,864	435	0,412
O	-	3,856	-	-	3,856	0,004
Si	329,28	-	329,28	-	0	0
Mn	588	-	329,28	82,32	176,4	0,167
P	42	-	23,976	0	18,024	0,017
S	51,24	-	-	0	51,24	0,049
Cr	184,8	-	29,568	7,392	147,84	0,140
Ni	0	-	-	0,000	0,000	0,000
Ti	0	-	0	-	0	0
Al	0	-	0	-	0	0
W	0	-	-	-	0	0,00
V	2,52	-	-	-	2,52	0,00
Cu	210	-	-	-	210	0,199
Mo	0	-	-	-	0	0,000
Fe	103047,84	3659,990	412,19136	1648,765	104577,294	99,010
Всего	105000	3663,846	1124,295	1847,341	105622,629	100

2.2.4 Определение количества и состава газов в период плавления

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

Объем кислорода в воздухе:

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

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

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

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

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

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		36

Объём и масса воздуха:

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

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

Определим количество влаги, вносимой воздухом из следующих условий:

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

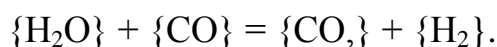
Влажность атмосферного воздуха:

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

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

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

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции:



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

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

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

Для этого необходима окись углерода в количестве:

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

										Лист
										37
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР					

Суммарный материальный баланс периода плавления

Израсходовано, кг:

- а) шихты — 105 000,000, из нее:
 - отходы Б – 2 — 92 400,000,
 - отходы У – 13 — 12 600,000
 - б) шлакообразующих — 2300,000, в том числе извести — 2300,000;
 - в) футеровка ДСП — 587,19, в том числе:
 - 1) магнезита — 587,19,
 - г) электродов — 420,000;
 - д) руды — 6348,619, в том числе:
 - 1) на окисление — 6236,934,
 - 2) на дефосфорацию — 111,685;
 - е) воздуха — 1443,322, в том числе:
 - 1) кислорода — 328,401,
 - 2) азота — 1099,430,
 - 3) влаги — 15,491.
- Всего: 116099,131.

Получено, кг:

- а) металла — 105 622,629;
 - б) шлака — 5486,992;
 - в) пыли — 2236,913, в том числе:
 - 1) MnO — 106,268,
 - 2) Cr₂O₃ — 10,804,
 - 3) Ni — 0,
 - 4) FeO — 2119,841;
 - г) газов — 2682,556, в том числе:
 - 1) CO — 909,059 (от окисления металла и электродов с учетом догорания до CO₂),
 - 2) CO₂ — 672,346 (от прокаливания извести и окисления электродов с учетом догорания CO),
 - 3) N₂ — 1099,430,
 - 4) H₂ — 1,721.
- Всего: 116029,09.

Невязка — 116099,131 – 116029,09 = 70,041 кг или $\frac{70,041}{116099,131} \cdot 100 = 0,06\%$

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

2.3 Окислительный период

2.3.1 Окисление элементов и шлакообразование

Общий угар металла и отдельных легирующих элементов в период продувки кислородом определяем по данным балансовых плавов и на основе производственного опыта. Необходимые коэффициенты студент согласует с руководителем проекта. Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки в окислительный период для всех элементов, входящих в таблицу 3 (таблица 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**	435	330,167	105,289	0,102
Si	0	0	0,000	0
Mn	176	119,952	56,448	0,054
P	18,024	0	18,024	0,017
S	51,24	0	51,240	0,049
Cr	148	23,654	124,186	0,120
Ni	0,000	0	0,000	0,000
Ti	0	0	0	0
Al	0	0	0	0
W	0	0	0	0,000
V	2,520	0	2,52	0,002
Cu	210,000	0	210,000	0,203
Mo	0	0	0	0,000
Fe	104577,294	1568,659	103008,634	99,452
Всего	105618,774	2042,433	103576,341	100

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

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

$$\frac{105618,774 - m_{\Delta C}}{435 - m_{\Delta C}} = \frac{100}{0,1},$$

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

105618,774 $m_{\Delta C}$ – масса металла с учетом угара углерода;

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

$$m_{\Delta C} = 330,167 \text{ кг}$$

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

$$\frac{330,167 \cdot 28}{12} = 770,391 \text{ кг}$$

										Лист
										39
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР					

Потребуется кислорода (2) $770,391 - 330,167 = 440,223$ кг.

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

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

Образуется MnO (1)

$$\frac{119,952 \cdot 71}{55} = 154,847 \text{ кг}$$

Испарится MnO

$$154,847 \cdot \frac{20}{100} = 30,969 \text{ кг}$$

из них Mn

$$119,952 \cdot \frac{20}{100} = 23,99 \text{ кг}$$

Перейдет MnO в шлак

$$154,847 - 30,969 = 123,878 \text{ кг}$$

из них Mn

$$119,952 - 23,99 = 95,962 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления всего марганца (2)

$$154,847 - 119,952 = 34,895 \text{ кг}$$

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

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

Хром. Образуется оксида хрома Cr₂O₃ (1)

$$\frac{23,654 \cdot 152}{104} = 34,572 \text{ кг}$$

Испарится Cr₂O₃

$$34,572 \cdot \frac{5}{100} = 1,729 \text{ кг}$$

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		40

из них Cr

$$23,654 \cdot \frac{5}{100} = 1,183 \text{ кг}$$

Перейдет в шлак Cr_2O_3

$$34,572 - 1,729 = 32,843 \text{ кг},$$

из них Cr

$$23,654 - 1,183 = 22,472 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления всего хрома (2)

$$34,572 - 23,654 = 10,917 \text{ кг}$$

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

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

$$\frac{1568,659 \cdot 72}{56} = 2016,848 \text{ кг}$$

Испарится FeO

$$2016,848 \cdot \frac{70}{100} = 1411,793 \text{ кг},$$

из них Fe

$$1568,659 \cdot \frac{70}{100} = 1098,062 \text{ кг}$$

Перейдет в шлак FeO

$$2016,848 - 1411,793 = 605,054 \text{ кг},$$

из них Fe

$$1568,659 - 1098,062 = 470,598 \text{ кг}$$

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		41

Потребуется кислорода для окисления всего железа (2)

$$2016,848 - 1568,659 = 448,188 \text{ кг}$$

Металл. В конце окислительного периода в печи остается следующее количество металла (с учетом угаров элементов) – 103576,341 кг (см. таблицу 14), содержание углерода в металле составит 0,102% (см. таблицу 14).

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

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

Содержание кислорода в металле (11)

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,102}{0,102} = 0,04\%$$

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

$$\frac{103576,341 + x}{x} = \frac{100}{0,04},$$

где x – искомая величина, кг;

103576,341 + x – масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

0,04 – содержание кислорода в металле, %,

$$x = 41,860 \text{ кг.}$$

В конце периода плавания в металле было 3,856 кг кислорода, следовательно, на насыщение металла пошло 41,86 – 3,856 = 38,004 кг.

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

1) на окисление углерода — 440,223;

2) на окисление марганца — 34,895;

3) на окисление хрома — 10,917;

4) на окисление железа — 448,188;

5) на насыщение металла — 38,004;

Всего — 972,228.

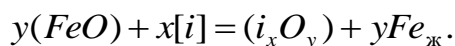
Из опыта известно, что примерно 30% элементов окисляются кислородом (FeO), а остальные 70% – газообразным кислородом, вдуваемым в жидкий металл. (FeO) идет на окисление углерода, марганца, хрома и на насыщение металла.

Следовательно (FeO) внесет:

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		42

$$(440,223 + 34,895 + 10,917 + 38,004) \cdot \frac{30}{100} = 157,212 \text{ кг кислорода,}$$

а газообразный кислород внесет $972,228 - 157,212 = 815,016$ кг кислорода.
(FeO) окисляет по реакции:



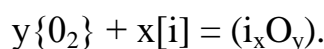
На это расходуется FeO

$$\frac{157,212 \cdot 72}{16} = 707,454 \text{ кг,}$$

где 157,212 – масса кислорода, вносимого FeO;
72 и 16 – молекулярные массы FeO и O, соответственно.
При этом в металл переходит железо в количестве:

$$707,454 - 157,212 = 550,242 \text{ кг.}$$

Газообразный кислород окисляет по реакции:



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

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

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

Следовательно, кислородным инжектором необходимо внести кислорода:

$$815,016 - 164,036 = 650,981 \text{ кг.}$$

2.3.2 Определение количества и состава газов в окислительный период

Печная атмосфера. Общая масса кислорода, усвоенного из воздуха,

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
						43
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$m_{O_2} = 164,201 \text{ кг}$$

Объём кислорода в воздухе:

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

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

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

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

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

Объём и масса воздуха составит:

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

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

Влажность атмосферного воздуха:

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

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

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

При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

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

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

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		44

Для этого необходима окись углерода в количестве:

$$m\{CO\} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{CO} = \frac{7,745}{18} \cdot 28 = 12,048 \text{ кг}$$

Технический кислород. Общая масса кислорода, вносимого кислородным инжектором, составит 700,415 кг. Для того, чтобы внести такое количество кислорода необходимо израсходовать в окислительный период технического кислорода, при 95% – ном усвоении:

$$\frac{650,981 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 688,686 \text{ кг,}$$

где 688,686 – необходимо внести кислорода с техническим кислородом, кг;
99,5 и 95 – содержание кислорода в техническом кислороде и его усвоение, %.
Количество неусвоенного кислорода

$$\frac{688,686 \cdot 5}{100} = 34,434 \text{ кг;}$$

техническим кислород также вносит азот

$$\frac{688,686 \cdot 0,5}{100} = 3,443 \text{ кг,}$$

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

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

$$m\{CO_2\} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{34,434}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 94,694 \text{ кг}$$

Для этого потребуется {CO} в количестве 94,694 – 34,434 = 60,26 кг.

На основании полученных данных составляем баланс металла окислительного периода (таблица 19, 20).

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45

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

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Плавильный шлак	1088,8265	2036,73	425,071	924,233	43,215	285,908	612,226	0,000	64,436	6,349	5486,99
Оксиды из металл.ванны	-	-	123,878	605,054	32,843	-	-	-	-	-	761,775
Перешло в металл	-	-	-	-707,45	-	-	-	-	-	-	-707,45
Всего	1088,8265	2036,73	548,948	821,833	76,058	285,908	612,226	0,000	64,436	6,349	5541,31
Всего %	19,649	36,755	9,906	14,831	1,373	5,160	11,048	0,000	1,163	0,115	100

Таблица 20 – Баланс металла окислительного периода, кг

Элемент	Металл периода плавления	Перешло в металл	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	435	-	-	330,1674	105	0,101
O	3,856	38,004	-	-	41,860	0,040
Si	0	-	-	-	0	0
Mn	176	-	95,9616	23,9904	56,45	0,054
P	18,024	-	-	-	18,024	0,02
S	51,24	-	-	-	51,24	0,049
Cr	148	-	22,47168	1,18272	124,19	0,119
Ni	0,000	-	-	-	0,000	0,000
Ti	0	-	-	-	0	0
Al	0	-	-	-	0	0
W	0	-	-	-	0	0,000
V	2,52	-	-	-	2,52	0,002
Cu	210,000	-	-	-	210,000	0,202
Mo	0	-	-	-	0	0,000
Fe	104577,294	550,242	470,598	1098,062	103558,876	99,415
Всего	105622,629	588,246	589,031	1453,402	104168,442	100

Суммарный материальный баланс окислительного периода

Израсходовано, кг

- а) металла — 105622,629;
 б) шлака — 5486,992;
 в) технического кислорода — 688,686, в том числе:
 1) кислорода — 685,243 (включая не-
 усвоенный),
 2) азота — 3,443;
 г) воздуха — 721,661, в том числе:
 1) кислорода — 164,201,
 2) азота — 549,715,
 3) влаги — 7,745.
 Всего: 112519,968.

Получено, кг;

- а) металла — 104168,442;
 б) шлака — 5541,313;
 в) пыли — 1444,491, в том числе:
 1) MnO — 30,969,
 2) Cr₂O₃ — 1,729,
 3) FeO — 1411,793;
 г) газов — 1366,139, в том числе:
 1) CO — 698,083 (от окисления ме-
 талла с учетом догорания до CO₂),
 2) CO₂ — 113,627 (с учетом догорания
 CO),
 3) N₂ — 553,568,
 4) H₂ — 0,861.
 Всего: 112520,386.

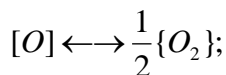
Невязка — $112520,386 - 112519,968 = 0,418$ кг или $\frac{0,418}{112520,386} \cdot 100 = 0,00037\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

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

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

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



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

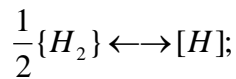
$$\text{При } 1873 \text{ К } \lg K_o = -\frac{6119}{T} - 0,151 = -3,418;$$

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

										Лист
										47
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР					

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

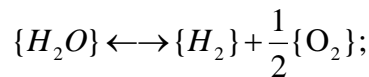
Определим равновесное содержание водорода в металле $[H]_{\text{равн}}$:



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

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

На границе шлак – газ существует равновесие:



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

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

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

Равновесная концентрация водорода:

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

Предельное (стационарное) содержание водорода:

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

Определяем содержание водорода в металле, используя пропорцию:

$$\frac{104168,442 + x}{x} = \frac{100}{1,497 \cdot 10^{-3}},$$

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		48

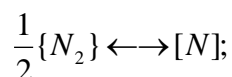
где x – искомая величина, кг;

$104168,442+x$ – масса металла с учетом содержания водорода, кг;

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

$$x=1,559 \text{ кг.}$$

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



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

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

Равновесная концентрация азота:

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

Предельное (стационарное) содержание азота:

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

Определяем содержание азота в металле, используя пропорцию:

$$\frac{104170,002 + x}{x} = \frac{100}{3,566 \cdot 10^{-9}},$$

где x – искомая величина, кг;

$104170,002 + x$ – масса металла с учетом содержания водорода и азота, кг;

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

$$x = 3,704 \cdot 10^{-6} \text{ кг}$$

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

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		49

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

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Шлак окисл. периода	1088,826	2036,729	548,948	821,833	76,058	285,908	612,226	0,000	64,436	6,349	5541,313
Осталось в ДСП	1077,938	2016,361	543,459	813,615	75,297	283,049	606,104	0,000	63,791	6,285	5485,900
Всего	10,888	20,367	5,489	8,218	0,761	2,859	6,122	0,000	0,644	0,063	55,413
Всего %	19,649	36,755	9,906	14,831	1,373	5,160	11,048	0,000	1,163	0,115	100,000

2.5.1 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:

$$\frac{93202,989 \cdot 0,05}{1000} = 4,688 \text{ кг}$$

Кокс внесет углерода (4)

$$\frac{4,688 \cdot 86,09}{100} = 4,036 \text{ кг}$$

Примем, что 10% углерода кокса усваивается металлом.

Кокс внесет углерод в металл:

$$\frac{4,036 \cdot 10}{100} = 0,404 \text{ кг}$$

Углерод на раскисление шлака:

$$4,036 - 0,404 = 3,632 \text{ кг}$$

Образуется СО (1)

$$\frac{3,632 \cdot 28}{12} = 8,475 \text{ кг}$$

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		51

Потребуется кислорода (2)

$$8,475 - 3,632 = 4,843 \text{ кг.}$$

Зола кокса внесет в шлак (4), кг:

$$SiO_2 = \frac{4,688 \cdot 5,84}{100} = 0,274;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{4,688 \cdot 2,40}{100} = 0,113;$$

в пересчете на FeO (7) – 0,101 кг.

$$Al_2O_3 = \frac{4,688 \cdot 3,00}{100} = 0,141;$$

$$CaO = \frac{4,688 \cdot 5,00}{100} = 0,234;$$

$$MgO = \frac{4,688 \cdot 0,12}{100} = 0,006;$$

$$P_2O_5 = \frac{4,688 \cdot 0,04}{100} = 0,002.$$

Кокс внесет в металл (4), кг:

$$S = \frac{4,688 \cdot 0,6}{100} = 0,028;$$

$$P = \frac{4,688 \cdot 0,01}{100} = 0,0005.$$

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

$$\frac{4,688 \cdot 1,30}{100} = 0,061 \text{ кг}$$

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

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		52

Восстановится FeO

$$\frac{8,218 \cdot 90}{100} = 7,397 \text{ кг}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{7,397 \cdot 16}{72} = 1,644 \text{ кг}$$

Осталось FeO в шлаке

$$8,218 - 7,397 = 0,822 \text{ кг}$$

Образуется Fe

$$8,218 - 1,644 = 5,753 \text{ кг}$$

Восстановится Cr₂O₃

$$\frac{0,761 \cdot 90}{100} = 0,685 \text{ кг}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{0,685 \cdot 48}{152} = 0,216 \text{ кг}$$

Осталось Cr₂O₃ в шлаке

$$0,761 - 0,685 = 0,076 \text{ кг.}$$

Образуется Cr

$$0,685 - 0,216 = 0,468 \text{ кг.}$$

Восстановится MnO

$$\frac{5,489 \cdot 90}{100} = 4,941 \text{ кг}$$

Необходимо связать кислорода

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		53

$$\frac{4,941 \cdot 16}{71} = 1,113 \text{ кг}$$

Осталось MnO в шлаке

$$5,489 - 4,941 = 0,549 \text{ кг}$$

Образуется Mn

$$4,941 - 1,113 = 3,827 \text{ кг}$$

Восстановится P₂O₅

$$\frac{0,644 \cdot 90}{100} = 0,58 \text{ кг}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{0,58 \cdot 80}{142} = 0,327 \text{ кг}$$

Осталось P₂O₅ в шлаке

$$0,644 - 0,580 = 0,064 \text{ кг.}$$

Образуется P

$$0,58 - 0,327 = 0,253 \text{ кг.}$$

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

FeO – 1,644;
Cr₂O₃ – 0,216;
MnO – 1,113;
P₂O₅ – 0,327;
Всего – 3,3.

Коксом связано 4,843 кг кислорода.

Следовательно, из печной атмосферы поступит кислорода:

$$4,843 - 3,3 = 1,543 \text{ кг}$$

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		54

где m_i – масса легирующего компонента, кг;

m_{Me} – масса металла, кг;

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

Прогнозируем массу металла в конце плавки, кг:

$$m_{Si} = \frac{93762,3 \cdot (3,3 - 0)}{100} = 3094,16;$$

$$m_{Mn} = \frac{93762,3 \cdot (0,1 - 0,058)}{100} = 39,132;$$

$$m_{Cr} = \frac{93762,3 \cdot (0,2 - 0,12)}{100} = 75,289;$$

$$m_{Me\text{прогн}} = \sum m_i + m_{Me} = 3094,16 + 39,132 + 75,289 + 93762,3 = 96970,9 \text{ кг}$$

Для более точного расчета массы легирующих используем формулу:

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

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

i – содержание элемента i в легирующем компоненте, %.

Кремний. Для раскисления стали кремнием необходимо внести ФС90 (12)
 $\frac{96970,9 \cdot (3,3 - 0)}{90} = 3555,6$ кг или $\frac{90 \cdot 3555,6}{100} = 3200,04$ 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 $\frac{3200,04 \cdot 20}{100} = 640,008$ кг кремния и $\frac{3555,6 \cdot 2,5}{100} = 88,89$ кг алюминия.

Это количество кремния свяжет кислорода $\frac{640,008 \cdot 32}{28} = 731,438$ кг; алюминий свяжет $\frac{88,89 \cdot 48}{54} = 79,013$ кг кислорода.

При этом образуется и перейдет в шлак: $\frac{640,008 \cdot 60}{28} = 1371,45$ кг SiO_2 и $\frac{88,89 \cdot 102}{54} = 167,903$ кг Al_2O_3 .

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		56

ФС90 внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{3555,6 \cdot 80 \cdot 90}{100 \cdot 100} = 2560,032;$$

$$Mn = \frac{3555,6 \cdot 0,2}{100} = 7,111;$$

$$P = \frac{3555,6 \cdot 0,03}{100} = 1,067;$$

$$S = \frac{3555,6 \cdot 0,02}{100} = 0,711;$$

$$Cr = \frac{3555,6 \cdot 0,2}{100} = 7,111;$$

$$Fe = \frac{3555,6 \cdot 6,55}{100} = 232,892.$$

Хром. Определяем расход высокоуглеродистого ферромарганца ФХ100 (12):

$$\frac{96970,9 \cdot (0,1 - 0,058)}{72,5} = 107,401$$

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

$$\text{Выгорает } \frac{107,401 \cdot 1,45 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 0,311 \text{ кг кремния.}$$

$$\text{Это количество свяжет кислорода } \frac{0,311 \cdot 32}{28} = 0,356 \text{ кг}$$

$$\text{При этом образуется и перейдет в шлак: } \frac{0,311 \cdot 60}{28} = 0,667 \text{ кг SiO}_2.$$

ФХ100 внесет в металл, кг:

$$C = \frac{107,401 \cdot 0,95}{100} = 1,02;$$

$$Si = \frac{107,401 \cdot 1,45 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 1,246;$$

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		57

$$P = \frac{107,401 \cdot 0,02}{100} = 0,021;$$

$$S = \frac{107,401 \cdot 0,02}{100} = 0,021;$$

$$Cr = \frac{107,401 \cdot 72,5}{100} = 77,866;$$

$$Fe = \frac{107,401 \cdot 25,06}{100} = 26,915.$$

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

$$\frac{96970,9 \cdot (0,1 - 0,058)}{90} = 44,968 \text{ кг}$$

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

Выгорает $\frac{44,968 \cdot 1,8 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 0,162$ кг кремния.

Это количество свяжет кислорода $\frac{0,162 \cdot 32}{28} = 0,185$ кг

При этом образуется и перейдет в шлак: $\frac{0,162 \cdot 60}{28} = 0,347$ кг SiO₂.

ФМн 90 внесет в металл, кг:

$$C = \frac{44,968 \cdot 0,5}{100} = 0,225;$$

$$Si = \frac{44,968 \cdot 3 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 1,079;$$

$$P = \frac{44,968 \cdot 0,05}{100} = 0,022;$$

$$S = \frac{44,968 \cdot 0,02}{100} = 0,009;$$

$$Mn = \frac{44,968 \cdot 88}{100} = 39,572;$$

$$Fe = \frac{44,968 \cdot 8,43}{100} = 3,791.$$

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		58

в) Окончательное раскисление стали

Для окончательного раскисления металла используем алюминий. Необходимо понизить количество до 0,005% $\left(\frac{0,005 \cdot 96970,9}{100} = 4,849 \text{ кг}\right)$ т.е связать $37,674 - 4,849 = 32,825 \text{ кг}$,



Для этого потребуется алюминия $\frac{32,825 \cdot 54}{48} = 36,928 \text{ кг}$

Во время раскисления металла образуется и переходит в шлак Al_2O_3
 $\frac{36,928 \cdot 102}{54} = 69,754 \text{ кг}$

С учетом остаточного содержания алюминия в металле 0,02% $\left(\frac{0,02 \cdot 96970,9}{100} = 19,394 \text{ кг}\right)$ общий расход алюминия для раскисления металла принимаем равным $19,394 + 36,928 = 56,323 \text{ кг}$.

Чтобы внести такое количество алюминия необходимо использовать А97

$$\frac{56,323 \cdot 100}{99,98} = 56,334 \text{ кг}$$

А 97 также внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{56,334 \cdot 0,01}{100} = 0,006;$$

$$Fe = \frac{56,334 \cdot 0,01}{100} = 0,006.$$

2.5.2 Шлакообразование

а) Расчет компонентов вносимых известью в шлак.

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

$$B = \frac{m_{(\text{CaO})\text{п.шл}} + m_{(\text{CaO})\text{изв}}}{m_{(\text{SiO}_2)\text{п.шл}} + m_{(\text{SiO}_2)\text{изв}}} = 4,$$

где $m_{(\text{CaO})\text{п.шл}}$, $m_{(\text{SiO}_2)\text{п.шл}}$ – содержание (CaO) и (SiO₂) в первом шлаке, кг;

$m_{(\text{CaO})\text{изв}}$, $m_{(\text{SiO}_2)\text{изв}}$ – содержание (CaO) и (SiO₂) в извести, кг.

									Лист
									59
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР				

Откуда следует, что масса извести, кг,

$$m_{\text{изв}} = \frac{4 \cdot m_{(\text{SiO}_2)_{\text{п.шл}}} - m_{(\text{CaO})_{\text{п.шл}}}{\frac{\text{CaO}_{\text{изв}}}{100} - 4 \cdot \frac{\text{SiO}_{2\text{изв}}}{100}}, \quad (13)$$

где $\text{CaO}_{\text{изв}}$, $\text{SiO}_{2\text{изв}}$ – содержание CaO и SiO₂ в извести (см. таблицу 4), %.
Тогда масса извести по формуле (13):

$$m_{\text{изв}} = \frac{4 \cdot (11,162 + 1371,45 + 0,667 + 0,347) - 20,602}{\frac{88}{100} - 4 \cdot \frac{1,3}{100}} = 6659,283 \text{ кг}$$

Известь внесёт в шлак (4), кг:

$$\text{CaO} = \frac{88 \cdot 6659,283}{100} = 5860,169;$$

$$\text{SiO}_2 = \frac{1,3 \cdot 6659,283}{100} = 86,571;$$

$$\text{MgO} = \frac{2 \cdot 6659,283}{100} = 133,186;$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{0,8 \cdot 6659,283}{100} = 53,274;$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = \frac{0,2 \cdot 6659,283}{100} = 13,319, \text{ в пересчете на FeO (5) – } 11,987$$

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

$$\frac{7,7 \cdot 6659,283}{100} = 512,765 \text{ кг CO}_2.$$

б) Расчет компонентов, вносимых плавиковым шпатом.

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

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		60

$$m_{\text{пл.шп}} = \frac{6659,283}{4} = 1664,821 \text{ кг}$$

Плави́ковый шпат внесёт в шлак (4), кг:

$$CaO = \frac{0,5 \cdot 1664,821}{100} = 8,324;$$

$$SiO_2 = \frac{3,6 \cdot 1664,821}{100} = 59,934$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 1664,821}{100} = 3,33;$$

$$CaF_2 = \frac{94 \cdot 1664,821}{100} = 1564,932;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{1,5 \cdot 1664,821}{100} = 24,972, \text{ в пересчете на FeO (5) – 22,475.}$$

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

$$\frac{0,2 \cdot 1664,821}{100} = 3,33 \text{ кг } CO_2.$$

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

$$SiO_2 - 1372,46;$$

$$Al_2O_3 - 167,903.$$

г) Расчет компонентов, вносимых футеровкой печи – ковша.

Выбираем футеровку печи – ковша, изготовленную из магнезитохромитового кирпича.

Расход магнезитохромитовой футеровки на ремонт для печи-ковша емкостью 100 т - 19 кг/т. Срок службы футеровки печи-ковша принимаем 45 плавов. Следовательно, расход футеровки на одну плавку составит:

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

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

										Лист
										61
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР					

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

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

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

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

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

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

2.5.3 Десульфурация стали шлаком

Количество и состав металла и шлака во время десульфурации представлены в таблицах 25, 26.

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

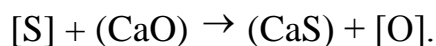
Элемент	Металл после раскисления шлака	Легирование и раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	95,163	1,303	96,467	0,100
O	37,674	-32,825	4,849	0,005
Si	0	2562,363	2562,363	2,649
Mn	54,630	46,683	101,313	0,105
P	16,475	1,111	17,585	0,018
S	46,144	0,742	46,886	0,048
Cr	112,235	84,977	197,212	0,204
Ni	0,000	0	0,000	0,000
Ti	0	0	0	0
Al	0	56,323	56,323	0,058
W	0	0	0,000	0,000
V	2,268	0	2,268	0,002
Cu	189,000	0	189,000	0,195
Mo	0	0	0,000	0,000
Fe	93208,741	263,597	93472,339	96,616
Всего	93762,331	2984,273	96746,604	100

Таблица 26 – Количество и состав шлака десульфурации, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr2O3	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	CaF ₂	Σ
Шлак после раскисления	11,162	20,602	0,549	0,923	0,076	3,000	6,128	0,000	0,066	0,063	0	73,255
Известь	86,571	5860,169	0	11,987	0	53,274	133,186				0	6145,187
Плавиновый шпат	59,934	8,324	0	22,475	0	3,330	0	0	0		1564,932	1658,994
Продукты раскисления	1372,460					167,903						1540,363
Футеровка	2,744	0,844	0	4,370	4,222	1,689	27,867					41,737
Всего	1532,871	5889,939	0,549	39,755	4,298	229,196	167,181	0,000	0,066	0,063	1564,932	9428,850
Всего %	16,257	62,467	0,006	0,422	0,046	2,431	1,773	0,000	0,001	0,001	16,597	100

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:

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

где λ – кратность шлака (см. 2.2.3), %;

L_s – коэффициент распределения серы между шлаком и металлом;

$$\lambda = \frac{9428,85}{96746,604} \cdot 100 = 9,746\%.$$

Коэффициент распределения серы находится по эмпирическому выражению:

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

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

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

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
						63
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$\lg f_o = e_o^O \cdot [\%O] + e_o^C \cdot [\%C] + e_o^{Si} \cdot [\%Si] + e_o^{Mn} \cdot [\%Mn] + e_o^P \cdot [\%P] + e_o^S \cdot [\%S] + e_o^{Cr} \cdot [\%Cr] +$$

$$+ e_o^{Ni} \cdot [\%Ni] + e_o^W \cdot [\%W] + e_o^{Mo} \cdot [\%Mo] + e_o^V \cdot [\%V] + e_o^{Cu} \cdot [\%Cu] + e_o^{Al} \cdot [\%Al];$$

$$\lg f_o = -0,2 \cdot 0,005 - 0,45 \cdot 0,1 - 0,131 \cdot 2,649 - 0,021 \cdot 0,105 + 0,07 \cdot 0,013 -$$

$$- 0,133 \cdot 0,048 - 0,04 \cdot 0,204 - 0,3 \cdot 0,002 - 0,013 \cdot 0,195 - 3,9 \cdot 0,058 = -0,639;$$

$$f_o = 0,23;$$

$$a_o = f_o \cdot [\%O] = 0,23 \cdot 0,005 = 0,00115;$$

$$\lg f_s = e_s^S \cdot [\%S] + e_s^C \cdot [\%C] + e_s^{Si} \cdot [\%Si] + e_s^{Mn} \cdot [\%Mn] + e_s^P \cdot [\%P] + e_s^O \cdot [\%O] + e_s^{Cr} \cdot [\%Cr] +$$

$$+ e_s^{Ni} \cdot [\%Ni] + e_s^W \cdot [\%W] + e_s^{Mo} \cdot [\%Mo] + e_s^V \cdot [\%V] + e_s^{Cu} \cdot [\%Cu] + e_s^{Al} \cdot [\%Al];$$

$$\lg f_s = -0,028 \cdot 0,048 + 0,11 \cdot 0,1 + 0,063 \cdot 2,649 - 0,026 \cdot 0,105 + 0,29 \cdot 0,018 -$$

$$- 0,27 \cdot 0,005 - 0,011 \cdot 0,204 - 0,016 \cdot 0,02 - 0,0084 \cdot 0,195 + 0,035 \cdot 0,058 = 0,0176$$

Тогда $\lg L_s = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{62,467 + 0,05 \cdot 1,773}{16,257 + 0,6 \cdot 2,431} - \lg(0,00115) + 0,176 = 3,371;$

$$L_s = 2350,66.$$

$$[S]_K = \frac{100 \cdot 0,048 + 9,746 \cdot 0,001}{100 + 2350,66 \cdot 9,746} = 0,00021.$$

Определяем количество удалившейся серы по пропорции:

$$\frac{96746,6 - x}{46,886 - x} = \frac{100}{0,00021},$$

где x – искомая величина, кг;

96746,6 – x – масса металла с учетом окисления серы, кг;

46,886 – x – масса серы в металле с учетом окисления, кг;

0,00021 – содержание серы в металле, %,

$$x = 46,682 \text{ кг.}$$

2.5.4 Доведение стали до заданного химического состава

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

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		64

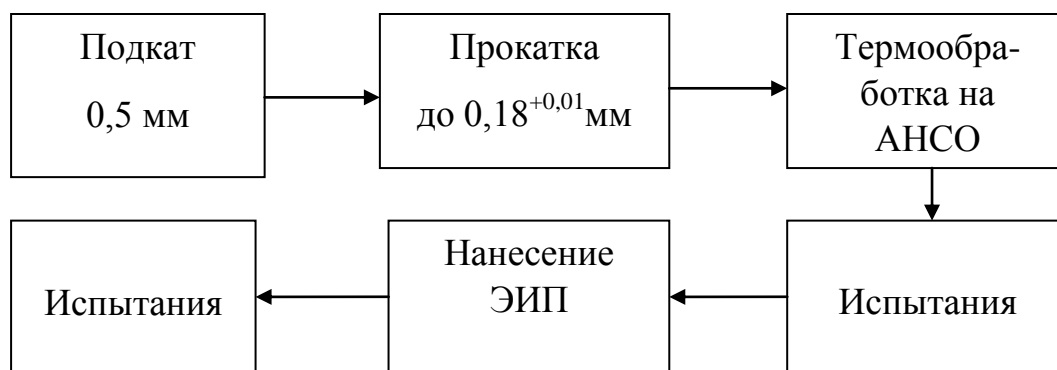


Рисунок 3 - Технологическая схема № 2

Таблица 29 - Средние значения магнитных свойств ленты, изготовленной по технологической схеме производства с промежуточной термообработкой и прокаткой и без них.

Направление прокатки	Технологическая схема № 1				Технологическая схема № 2			
	Удельные магнитные потери $P_{1,0/400}$, Вт/кг	Магнитная индукция, B_{2500} , Тл	Анизотропия магнитной индукции ΔB , Тл	Коэффициент анизотропии удельных магнитных потерь Кр, %	Удельные магнитные потери $P_{1,0/400}$, Вт/кг	Магнитная индукция, B_{2500} , Тл	Анизотропия магнитной индукции, ΔB , Тл	Коэффициент анизотропии удельных магнитных потерь Кр, %
Вдоль	11,2	1,60	0,11	10,6	10,1	1,68	0,12	11,2
Поперек	13,9	1,49			12,7	1,56		
Смешанный	12,5	1,55			11,5	1,62		

По технологической схеме №2 было изготовлено 20 партий ленты, проведён контроль магнитных характеристик, обработаны статистические данные. Далее был проведён сравнительный анализ средних значений магнитных свойств ленты, изготовленной по технологической схеме с промежуточной термообработкой и прокаткой (схема №1) и без них (схема №2). Полученные результаты представлены в таблице 3.2.

Из таблицы видно, что лента, изготовленная по технологическим схемам №1 и №2, соответствует требованиям ТУ 14-1-4657-89. Отмечено, что лента, изготовленная по технологии без промежуточной термообработки и прокатки имеет более высокий уровень магнитных свойств: удельные магнитные потери вдоль – 10,1 В/кг, поперёк – 12,7 Вт/кг, смешанные – 11,5 Вт/кг в сравнении с лентой, полученной по технологической схеме №1, где: удельные магнитные потери вдоль – 11,2 В/кг, поперёк – 13,9 Вт/кг, смешанные – 12,5 Вт/кг.

Магнитная индукция также выше у ленты, полученной по технологической схеме №2 : вдоль – 1,68 Тл, поперёк – 1,56 Тл, смешанные – 1,62 Тл в сравнении с лентой, полученной по технологической схеме №1: вдоль – 1,60 Тл, поперёк – 1,49 Тл, смешанные – 1,55 Тл. Диаграмма сравнения магнитных характеристик представлена на рисунке 3.5.

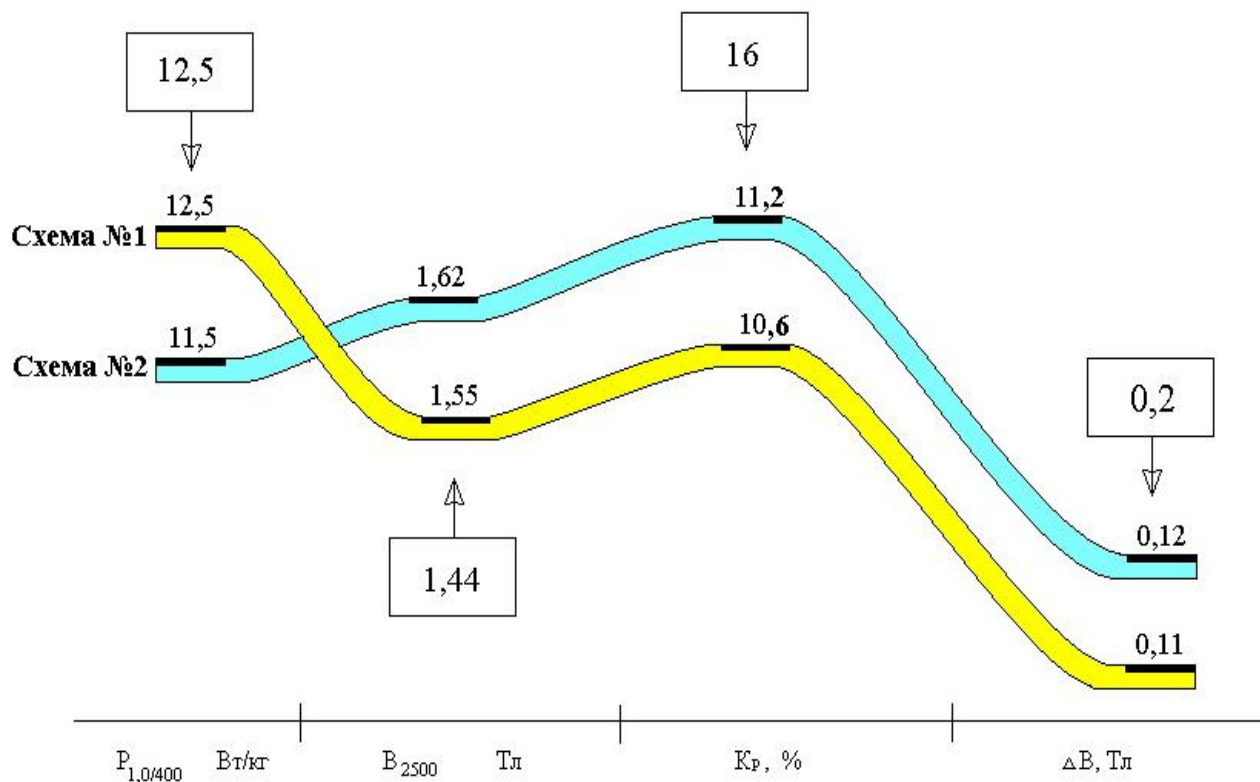


Рисунок 4 – Диаграмма сравнения магнитных характеристик

Отмечается, что при применении технологических схем №1 и №2 анизотропия магнитной индукции и коэффициент анизотропии магнитных потерь практически одинаковы. Но значения удельных магнитных потерь и магнитной индукции в ленте изготовленной по схеме №2, лучше по сравнению с лентой изготовленной по схеме №1. Данное различие связано со структурными изменениями, проходящими в ленте в процессе термообработки.

Анализ микроструктуры ленты полученной по технологическим схемам №1 и №2 показал, что при изготовлении ленты с промежуточной термообработкой и прокаткой формируется как крупные зёрна, так и мелкие (рисунок 3.6), тогда как структура без промежуточной термообработки и прокатки (рисунок 3.7) более равномерная и зерна имеют правильную округлую форму.

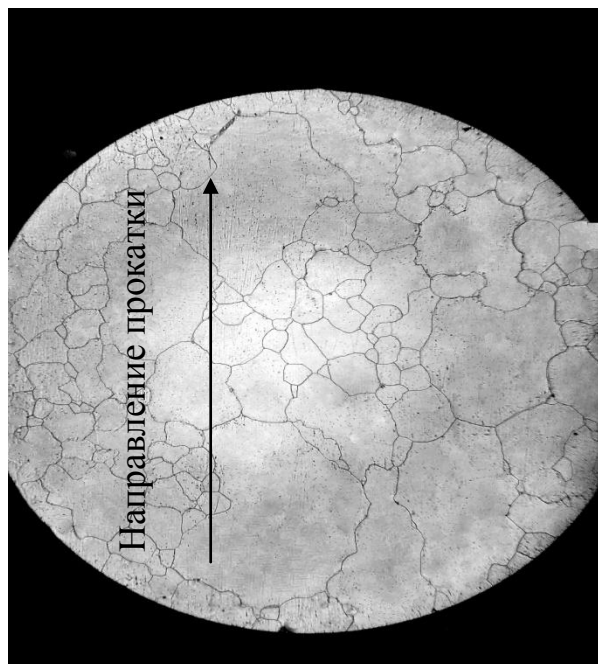


Рисунок 5 - Микроструктура электротехнической изотропной стали толщиной 0,18 мм с промежуточной термообработкой и прокаткой

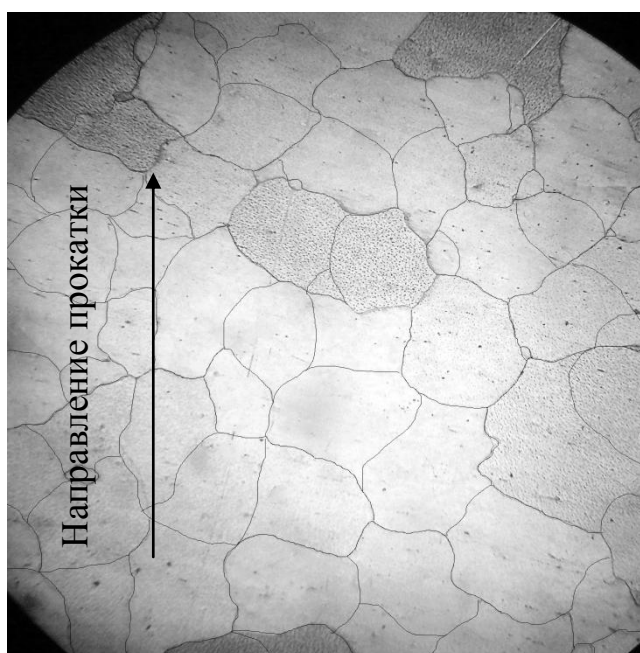


Рисунок 6 - Микроструктура электротехнической изотропной стали толщиной 0,18 мм без промежуточной термообработки и прокатки

Такая разница в структуре готовой ленты возникает из-за применения различных технологических схем изготовления.

В результате однократной прокатки ленты до заданной толщины 0,18 мм со степенью деформации более 60%, полученной по технологической схеме №2, возникает текстура деформации, которая способствует при последующем рекристаллизационном отжиге формированию зерен более крупного размера.

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		70

Прокатка с малым обжатием (дрессировка) по схеме №1 может привести к аномальному росту отдельных зерен, развитию разнотерности: наряду с крупным зерном возникают мелкие, что ведёт к увеличению магнитных потерь и уменьшению магнитной индукции, т.е. ухудшению магнитных свойств стали.

Известно, что границы и формы зерна влияют на процесс перемагничивания ленты. Увеличение или уменьшение мощности потерь в стали, а также магнитной индукции, обусловлено числом границ зерен, участвующих в процессе перемагничивания. В зернах, имеющих большее расстояние между стенками, в процессе перемагничивания энергии затрачивается меньше. Это ведет к уменьшению величины удельных магнитных потерь и повышению магнитной индукции. Этим объясняется улучшение магнитных свойств в ленте, изготовленной по схеме №2, т.к. формируется более крупное зерно.

При перемагничивании стали поперек направления прокатки, возникает противоположный эффект, приводящий к повышению величины удельных магнитных потерь и снижению магнитной индукции.

Таким образом, проведенные исследования показывают, что в результате однократной прокатки электротехнической изотропной стали до заданной толщины по схеме №2 наблюдается снижение удельных магнитных потерь и повышение магнитной индукции. Магнитные свойства ленты, полученной с применением технологической схемы №1 несколько хуже.

На основании проведенной работы можно сделать заключение, что для производства электротехнической изотропной ленты толщиной 0,18 мм с необходимым уровнем магнитных характеристик рекомендуется применять технологическую схему № 2 исключая промежуточную термообработку и прокатку. Это приведёт к разгрузке агрегата АНСО, стана «720», снижению материальных, временных и энергоресурсов; что, в конечном счёте - к снижению себестоимости ленты.

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		71

4 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА.

На ПАО «Ашинский металлургический завод» конечным продуктом производства электротехнической изотропной стали является лента, которая сматывается в рулоны.

В ленте можно выявить дефекты прокатного происхождения:

- Отклонение по ширине,
- Телескопичность рулона,
- Заусенец на кромках, завал кромки, смятие торца,
- Толстое покрытие,
- Царапины,
- Плены,
- Раковины,
- Отпечатки,
- Смятость поверхности
- Разнотонность

Свойства стали существенно улучшаются при создании магнитной текстуры, создаваемой холодной прокаткой и отжигом, при этом потери уменьшаются приблизительно в два раза.

При ребровой текстуре наилучшие магнитные свойства получаются в направлении прокатки, наихудшие — под углом 55° к направлению прокатки.

При кубической текстуре наилучшие магнитные свойства обеспечиваются в направлении всех ребер куба элементарных ячеек.

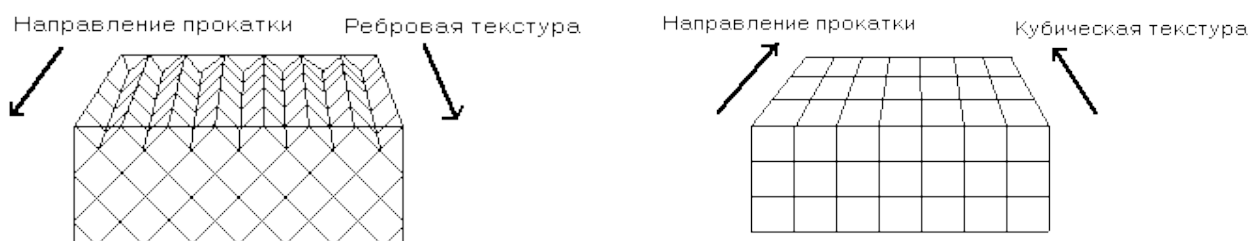


Рисунок 7 – Ребровая и кубическая текстуры сталей

Таблица 30 – Дефекты электротехнической изотропной ленты

№	Вид брака	Методы борьбы с браком и способы устранения брака
1	Отклонение по ширине	Данная ширина перерезается на другую ширину
2	Телескопичность рулона	Перемотка рулона
3	Заусенец на кромках, завал кромки смятие торца	Замена ножей и обкатных роликов

Продолжение таблицы

4	Толстое покрытие	В процессе нанесения электроизоляционного покрытия уменьшается плотность раствора и регулируются отжимные ролики
5	Разнотонность цвета поверхности	В процессе термообработки температура во второй зоне уменьшается
6	Царапины	Процесс не исправим
7	Плены	Процесс не исправим
8	Забоины	Процесс не исправим
9	Раковины	Процесс не исправим
10	Отпечатки	Процесс не исправим
11	Смятость поверхности	Процесс не исправим

5 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ.

К нашему времени в России массовое производство электротехнических изотропных сталей ведется на НЛМК, в «Северстали» и компании «ВИЗ-сталь» (преемнике Верх-Исетского завода).

Первые два комбината в большей степени специализируются на производстве динамных сталей, третий – трансформаторных. Некоторое количество проката электротехнических сталей выпускают Щелковский завод, Магнитогорской калибровочный завод, Ашинский металлургический завод и др. Доля основных предприятий в общероссийском производстве приведена на рисунке 4.1.



Рисунок 8 – Доля производства электротехнической изотропной стали на российском рынке

На мировом рынке электротехнической изотропной стали можно выделить две основные страны — Китай и Япония, на долю которых приходится более половины производства и потребления данного вида металлопроката. Однако мощность по производству и объему потреблению в этих странах не сбалансированы. Если Китай является крупнейшим импортером в мире электротехнического металлопроката, то Япония основным экспортером данного сортамента стали. Среди других ключевых регионов можно выделить экспортноориентированные страны, т.е. объем производства электротехнического сортамента превышает емкость внутреннего потребления — Россия, Корея, Германия и Тайвань. Основными странами нетто-импортерами являются: Малайзия, Индия и Турция.

- автоматизацию и механизацию производственных процессов, применение устройств дистанционного контроля и управления;
- применение средств коллективной и индивидуальной защиты;
- рациональную организацию труда и отдыха.

Для обеспечения безопасности труда при проведении работ работодатель, руководители разных уровней управления и специалисты обязаны осуществлять контроль за применением работниками безопасных приемов в работе, выполнением требований, изложенных в правилах и инструкциях по охране труда, а также за правильным применением средств коллективной и индивидуальной защиты.

В организации должен быть составлен Перечень профессий и работ, к которым предъявляются дополнительные требования по безопасности труда, а также Перечень работ повышенной опасности, на проведение которых оформляется наряд-допуск.

При разработке технологических процессов и конструировании основного и вспомогательного производственного оборудования необходимо обеспечить: отсутствие или минимальные выделения в воздух производственных помещений, в атмосферу и сточные воды вредных или неприятно пахнущих веществ; выделение тепловой энергии; образование шума, вибраций; снижение физических усилий и напряжения внимания и предупреждение утомляемости работников.

В организации должны быть разработаны и вывешены на видных местах планы (схемы) эвакуации из цеха на случай пожара или аварийной ситуации.

При необходимости должна быть разработана инструкция о действиях работников на случай аварии, выброса токсичных или вредных веществ.

Движение транспорта и людей по территории организации должно регулироваться дорожными знаками и сигнальными устройствами, установленными по ГОСТ 10807 и ГОСТ 23457, согласно Правилам дорожного движения.

Каждый работник обязан немедленно сообщить своему непосредственному руководителю о происшедшем несчастном случае и обо всех замеченных им нарушениях настоящих Правил, а также о неисправностях сооружений, оборудования и защитных устройств.

Каждый несчастный случай на производстве должен быть расследован и учтен в соответствии с Положением о порядке расследования и учета несчастных случаев на производстве.

6.2 Анализ опасных производственных факторов

Опасный производственный фактор – производственный фактор, воздействие которого на работающего, в определённых условиях, приводит к травме или другому внезапному ухудшению здоровья.

К ним относятся:

- Высокие температуры

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		77

- Острые кромки, заусенцы и шероховатость на поверхностях заготовок, инструментов и оборудования;
- Работающие станки, краны, печи и др.оборудование;

Между вредными и опасными производственными факторами наблюдается определенная взаимосвязь. Во многих случаях наличие вредных факторов способствует проявлению травмоопасных факторов. Например, чрезмерная влажность в производственном помещении и наличие токопроводящей пыли (вредные факторы) повышают опасность поражения человека электрическим током (опасный фактор).

Вредное влияние оказывают высокие температуры на человеческий организм. Тепло, передаваемое инфракрасными лучами, достигает уровня 250-600 ккал/м³/час, а температура окружающей среды в среднем составляет 40 - 50 градусов Цельсия. При этом процесс производства характерен резкими перепадами температур.

К воздействиям высоких температур, помимо теплового удара, относятся: ожоги, поражения органов зрения (тепловая катаракта), изменение кровяного давления и, так называемые, декомпрессионные заболевания. Недостаточное содержание кислорода, вызванное высокими температурами, приводит к возникновению гипоксии (кислородному голоданию организма), а также к одышке и повышенной утомляемости.

Длительная работа в таких условиях может серьезно нарушить терморегулирующую систему человека. По силе своего поражения тепловой фактор достаточно опасен, так как может привести к смертельному исходу.

6.3 Анализ вредных производственных факторов

Вредный производственный фактор – производственный фактор, воздействие которого на работающего, в определённых условиях, приводит к заболеванию или снижению работоспособности.

Профессиональный риск для здоровья рабочих современного металлургического предприятия обусловлен комплексным воздействием вредных производственных факторов, таких как запыленность, химический фактор, шум и вибрация.

Факторы в металлургическом производстве так вредны человеческому организму, что могут вызвать заболевания. К таковым относятся:

- Повышенная шумность;
- Высокая вибрация;
- Выделение вредных газов;
- Производственная пыль.

1) Работа мощных механизмов предприятия, как правило, сопровождается специфическими шумами. Опасность шумов для здоровья человека обусловлена тем, что длительное воздействие звуков (шумов) в определенных частотных диапазонах вызывает на первом этапе понижение слуха, а впоследствии и частичную или полную глухоту.

некоторых рабочих, подвергавшихся длительное время воздействию повышенных концентраций пыли, наблюдаются заболевания пневмокониозами.

Условия труда на многих российских металлургических заводах не отвечают европейским стандартам, что является основной причиной высокого уровня травматизма и профессиональных заболеваний персонала. Впрочем, современные технологии пока не позволяют ликвидировать вредные условия труда даже на предприятиях западных стран с их, казалось бы, высокой культурой производства.

6.4 Профессиональные заболевания в металлургической промышленности.

Металлургия – сегодня одна из самых вредных и опасных отраслей. Ежегодно в мире умирают примерно два миллиона человек из-за болезней, вызванных условиями труда. Несмотря на то что большинство технологических процессов на современных заводах черной металлургии механизировано, рабочим нередко приходится выполнять трудоемкие вспомогательные работы, физическая нагрузка при которых в сочетании с неблагоприятными метеорологическими условиями предъявляет повышенные требования к сердечно-сосудистой, дыхательной и терморегулирующей системам организма.

По оценкам специалистов статистика профессиональных заболеваний следующая:

- 1 опорно- двигательная система – 40%
- 2 сердечно сосудистые заболевания – 16%
- 3 органы дыхания - 27,4%
- 4 профессиональная тугоухость – 19%
- 5 вибрационная болезнь – 9,2%
- 6 респираторные заболевания – 9%

Величина индивидуальных рисков профессиональных хронических заболеваний и отравлений при стаже работы 25 лет достигает 8–12%, что значительно превышает величины приемлемого риска.

Содержание в воздухе рабочей зоны бензапирена, формальдегида, хрома обуславливает риск профессиональной онкологической заболеваемости у работающих на металлургических производствах.

Наиболее распространенные профессиональные заболевания на металлургическом предприятии являются следующие:

Силикоз. Наиболее распространённый и тяжело протекающий вид пневмокониоза, профессиональное заболевание лёгких, обусловленное длительным вдыханием пыли, содержащей свободный диоксид кремния. Характеризуется диффузным разрастанием в лёгких соединительной ткани и образованием характерных узелков. Эта инородная ткань снижает способность лёгких перерабатывать кислород. Силикоз вызывает риск заболеваний туберкулёзом, бронхитом и эмфиземой лёгких. Силикоз является необратимым и неизлечимым заболеванием, а воздействие кварца может способствовать развитию рака лёгких.

									Лист
									80
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР				

Болезнь чаще наблюдается у горнорабочих различных рудников (бурильщиков, забойщиков, крепильщиков), рабочих литейных цехов (пескоструйщиков, обрубщиков, стерженщиков), рабочих производства огнеупорных материалов и керамических изделий.

Это хроническое заболевание, тяжесть и темп развития которого могут быть различными и находятся в прямой зависимости как от агрессивности вдыхаемой пыли (концентрация пыли, количество свободной диоксида кремния в ней, дисперсность и т. д.), так и от длительности воздействия пылевого фактора и индивидуальных особенностей организма.

Воздействию вредных частиц подвержены не только пескоструйщики, но и все, кто находится в зоне проведения абразивоструйных работ. Для борьбы с пылью место работы опрыскивается водой, устанавливаются воздушные фильтры, используются воздушные души, и как самое последнее и самое ненадёжное средство — применяются респираторы.

Заболевание развивается незаметно, как правило, после продолжительной работы в условиях воздействия пыли. В начальных стадиях болезни больной ощущает нехватку воздуха, особенно при физической нагрузке, боль в груди неопределённого характера, редкий сухой кашель.

Курение ускоряет развитие болезни. Силикоз и курение в совокупности могут привести к смерти.

Важнейшим методом выявления силикоза была и остаётся флюорография лёгких.

Техника безопасности.

- Использование всевозможных технических средств, например, вытяжной вентиляции, автоматизации технологического процесса и дистанционного управления, воздушные души и др. Нужно ограничивать использование сжатого воздуха для очистки поверхности.

- Использование заменяющих песок материалов при абразивоструйной очистке, например, купершлак.

- Использование респираторов, эффективных для защиты от диоксида кремния. Измерения показали, что широко используемые респираторы-полумаски на практике малоэффективны, и не обеспечивают надёжную защиту. Использование респираторов - последнее средство, которое может только дополнять использование эффективной вентиляции и других средств коллективной защиты, а не заменять её.

- Нельзя пить, есть или курить, если поблизости находится пыль, содержащая диоксид кремния.

- Всегда нужно мыть руки и лицо перед употреблением пищи, питьем или курением на отдалённом расстоянии от абразивоструйных работ.

2. Вибрационная болезнь.

Вибрационная болезнь — профессиональное заболевание, обусловлено длительным (не менее 3—5 лет) воздействием вибрации в условиях производства. Также известна как синдром белых пальцев, псевдо-Рейно болезнь, сосудоспастическая болезнь руки от травм.

										Лист
										81
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР					

год, но распределение их по металлургическим производствам различно. Наиболее опасными являются коксохимическое, доменное, кислородно-конвертерное производства.

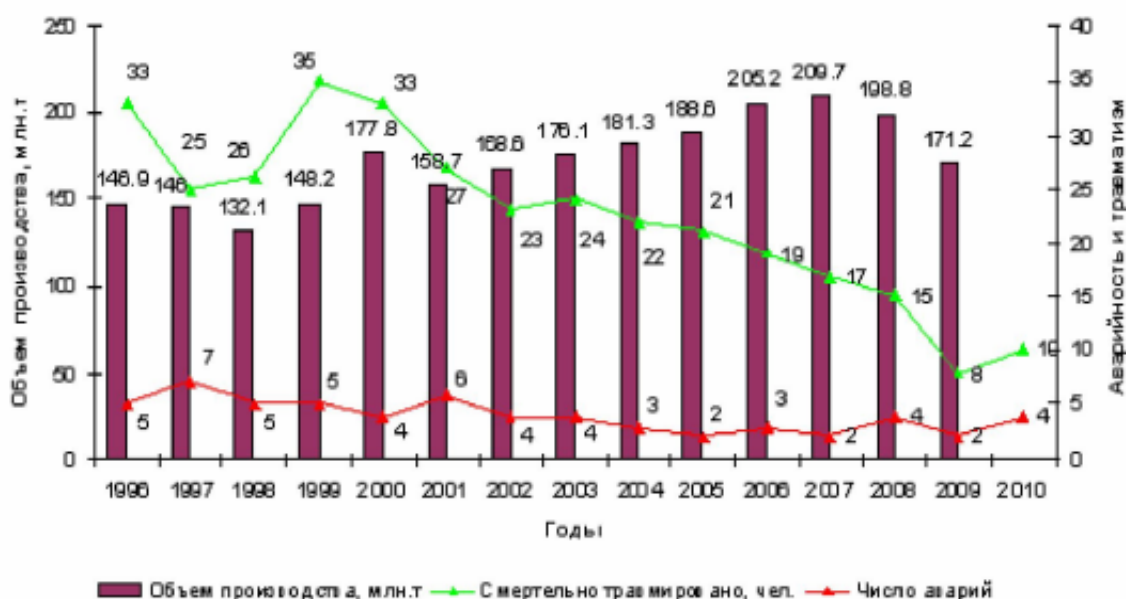


Рисунок 10 – Динамика травматизма и аварийности в сопоставлении с объёмами производства

Анализ происшедших несчастных случаев со смертельным исходом показал, что основными их причинами явились: неудовлетворительная организация и проведение работ (60 %); неисправность оборудования (30 %); нарушения технологических инструкций при ведении металлургических процессов (10 %) (рис. 2).



Рисунок 11 – Основные причины травматизма

В России существует мощная система предотвращения профессиональных заболеваний. Профосмотры, в ходе которых у работников выявляются симптомы профзаболеваний на ранних стадиях, регулярно проверяются санитарные нормы предприятия.

В Европе, к примеру, налажена система страхования работников промышленной индустрии.

Медицинская страховка оплачивает все профилактические мероприятия и таким образом снижает выплаты по страховым случаям. То есть американскому или немецкому заводу выгоднее потратить \$100 млн. на профилактику, чем потратить \$500 млн. на дорогое лечение людей, пострадавших в результате вредных условий труда.

Профессиональные заболевания металлургов – это одно из направлений деятельности системы здравоохранения, где надо принимать системные меры по системной профилактике заболеваний. Таким образом, это проблема не столько металлургии, сколько системы здравоохранения вообще.

В целях улучшения условий труда на производстве и снижения производственных рисков нужно постоянно проводить предварительные консультации по приведению рабочих мест в соответствие с требованием санитарно-гигиенических норм, измерять параметры опасных и вредных производственных факторов на рабочих местах с помощью современных приборов, а также обосновывать использование льгот, надбавок и компенсаций за вредные условия труда и улучшать их на законодательном уровне.

Зная причины профессиональных заболеваний работников металлургической промышленности, медиками и специалистами по охране труда разработаны действенные рекомендации. Соблюдение данных рекомендаций руководителями предприятий и самими работниками значительно снижает риски профессиональных заболеваний и травматизма.

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		84

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данной выпускной квалификационной работе были изучены влияния промежуточных операций технологического цикла на структуру и свойства электротехнической изотропной ленты.

Рассмотрели возможности производства данной стали в условиях ПАО «Ашинский металлургический завод».

Было описано назначение электротехнической стали и существующей технологии производства. Произвели расчет материального баланса плавки, рассмотрены возможные направления модернизации производства, возможные дефекты конечного продукта производства, зарубежный опыт производства подобной продукции, охрана труда и техника безопасности.

Был проведен анализ опасных и вредных производственных факторов, профессиональных заболеваний и мерам предосторожности на производстве.

					22.03.02.2017.504.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		85

