

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.

АНАЛИЗ РАБОТЫ СИСТЕМЫ ГАЗООЧИСТКИ ПРИ
ПРОИЗВОДСТВЕ СТАЛИ 10
В УСЛОВИЯХ ПАО «Ашинский метзавод»

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ – 22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Консультант
Безопасность жизнедеятельности
(старший преподаватель)
_____ Н.С. Хардукаш
«__» _____ 2017 г.

Руководитель проекта
(старший преподаватель)
_____ Н.С. Хардукаш
_____ 2017 г.

Автор работы
студент группы ДО-489
_____ А.Д. Мусалимова
«__» _____ 2017 г.

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

Челябинск 2017 г

АННОТАЦИЯ

Мусалимова А.Д. Анализ работы системы газоочистки при производстве стали 10 в условиях предприятия ПАО «Ашинский метзавод». Аша: ЮУрГУ, Базовая кафедра металлургического производства; 2017, 92 с., 9 ил., библиогр. список 21 наим., 2 плаката ф. А1, 4 чертежа ф. А1.

В выпускной квалификационной работе рассматривается анализ работы системы газоочистки при производстве стали 10 в условиях предприятия ПАО «Ашинский метзавод». В ходе анализа идет изучение системы газоочистки на примере ПАО «Ашинский метзавод», а также рассматривается полный процесс производства стали 10 в условиях предприятия ПАО «Ашинский метзавод». Технология получения стали 10 предусматривает расплавление металлического лома в дуговой сталеплавильной печи вместимостью 120 тонн, выплавки полупродукта, операции легирования, доводки по составу и температуре осуществляются методами внепечной обработки.

Цель работы: изучить систему газоочистки на примере предприятия ПАО «Ашинский метзавод».

Задачи для достижения поставленной цели:

- описать заданную марку стали;
- рассмотреть оборудование, на котором производится данная марка сплава на примере ПАО «Ашинский метзавод»;
- изучить технологию выплавки стали 10 в условиях данного предприятия;
- выявить источники загрязнения атмосферы газами, рассмотреть и проанализировать работу системы газоочистки на данном предприятии;
- рассчитать материальный баланс стали 10 для оборудования на ПАО «Ашинский метзавод».

					<i>22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР</i>			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпис</i>	<i>Дата</i>	<i>Анализ работы системы газоочистки при производстве стали 10 в условиях ПАО «Ашинский метзавод»</i>	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Разраб.</i>	<i>Мусалимова</i>						6	92
<i>Провер.</i>	<i>Харлукаш Н.С.</i>							
<i>Н. Контр.</i>	<i>Харлукаш Н.С.</i>							
<i>Утверд.</i>	<i>Пашинев В.А.</i>							
						<i>ФГАОУ ВО ЮУрГУ (НИУ) Базовая кафедра МП</i>		

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	8
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	9
1.1 Описание сплава.....	9
1.2 Назначение выплавляемого сплава.....	10
1.3 Описать технологию выплавки сплава и работу оборудования.....	10
1.3.1 Выбор оборудования для выплавки.....	11
1.3.2 Выбор шихты для выплавки.....	15
1.3.3 Технологическая карта (схема) выплавки, с указанием режимов работы оборудования.....	16
1.4 Анализ работы системы газоочистки при производстве стали 10 в условиях ПАО «Ашинский метзавод».....	17
1.4.1 Газообразование и пылевыделение при электроплавке стали.....	18
1.4.2 Утилизация пыли из газоочистных сооружений электросталеплавильных цехов.....	22
1.4.3 Система газоочистки при производстве стали 10 в условиях ПАО «Ашинский метзавод».....	25
2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ. МАТЕРИАЛЬНЫЙ БАЛАНС ПЛАВКИ.....	33
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА...	81
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ.....	83
5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ В ПРОИЗВОДСТВЕ...	85
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ.....	87
6.1 Общие требования охраны труда.....	87
6.2 Анализ опасных производственных факторов.....	87
6.3 Анализ вредных производственных факторов.....	88
6.4 Запыленность и загазованность в производственном помещении, их влияние на деятельность человека.....	90
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	91
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	92

									Лист
									7
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				

ВВЕДЕНИЕ

Развитие современной техники и промышленности основано, главным образом, на применении металла. Получение достаточных количеств металла, обладающего необходимыми механическими, физическими и физико-химическими свойствами, позволяет сооружать мощные гидроэлектростанции, атомные реакторы, строительные конструкции и многое другое. То есть новая техника XXI века - техника высоких давлений и температур, больших скоростей и сильных химических воздействий - потребовала новых материалов для машин, аппаратов и других металлических изделий.

Таким образом, черная металлургия - одна из важнейших отраслей современной промышленности не только России, но и многих других стран.

Важнейшим условием развития и возрождения черной отечественной металлургии является обеспечение конкурентоспособности выпускаемой продукции: ее низкой себестоимости и высокого качества, которое удовлетворяет требованиям международного рынка. Выполнение этого условия обеспечивается использованием современной техники и технологии, автоматизации и компьютеризации производственного процесса, высокой производительностью труда.

Внедрение инноваций и использование энерго-, ресурсо- и трудосберегающих технологий практически на всех металлургических переделах должны обеспечивать повышение конкурентоспособности производств и продукции.

В металлургической практике применяются три главных сталеплавильных процесса, использующих различное преобразование энергии в тепловую с последующей передачей ее шихтовым материалам и расплавленной металлической ванне мартеновский, кислородно-конверторный и электроплавильный.

Черная металлургия является основным источником загрязнения окружающей среды вредными и опасными веществами. Поэтому, перед металлургами стоит задача обеспечить безопасное с экологической точки зрения производство металлов и сплавов.

Дуговая печь имеет ряд экологических преимуществ по сравнению с другими плавильными агрегатами:

- 1) легче и дешевле осуществить улавливание и очистку печных газов в связи с их меньшим количеством и меньшими размерами печи;
- 2) в процессе электроплавки используется и подлежит утилизации или складированию в отвалах меньшее количество шлака.

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

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Описание сплава

Сталь 10 - сталь конструкционная углеродистая качественная.
Химический состав стали 10 представлен в таблице 1 (ГОСТ 1050-88).

Таблица 1 – Химический состав стали 10

C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Cu	As
0,07-0,14	0,17-0,37	0,35-0,65	до 0,3	до 0,04	до 0,035	до 0,15	до 0,3	до 0,08

Контролируемые по ГОСТ 10702-78 параметры:

- Удельный вес: 7856 кг/м³;
- Твердость материала: НВ 10⁻¹ = 143 МПа;
- Температура критических точек: Ас₁ = 732, Ас₃(Ас_м) = 870, Аг₃(Аг_с_м) = 854, Аг₁ = 680;
- Свариваемость материала: без ограничений, кроме деталей после химико-термической обработки. Способы сварки: РДС, АДС под флюсом и газовой защитой, КТС;
- Обрабатываемость резанием: в горячекатанном состоянии при НВ 99-107 и σ_в=450 МПа, K_{VТВ} спл=2,1 и K_{vб.ст}=1,6;
- Температураковки, °С: начала 1300, конца 700. Охлаждение на воздухе;
- Флокеночувствительность: не чувствительна;
- Склонность к отпускной хрупкости: не склонна.

Механические свойства стали 10 в зависимости от сечения представлены таблице 2.

Таблица 2 – Механические свойства стали 10 в зависимости от сечения

Температура испытаний, °С	σ _{0,2} (МПа)	σ _в (МПа)	δ5 (%)	ψ %	КСУ (кДж / м ²)
нормализация 900-920 °С					
20	260	420	32	69	221
200	220	485	20	55	176
300	175	515	23	55	142
400	170	355	24	70	96
500	160	255	19	63	78

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

1.2 Назначение выплавляемого сплава

Использование в промышленности: детали, работающие при температуре от -40 до 450 °С, к которым предъявляются требования высокой пластичности, после химико-термической обработки - детали с высокой поверхностной твердостью при невысокой прочности сердцевины: штамповки, поковки, трубопроводы котлов высокого давления и другие детали с весьма длительным сроком службы при температурах до 350 град.

Сортовой прокат в том числе фасонный: круг, квадрат, шестигранник, уголок, швеллер, балка, калиброванный пруток, шлифованный пруток и серебрянка, лист толстый, лист тонкий, лента, полоса, проволока, трубы.

А также: трубы и крепежные детали котлов и трубопроводов ТЭС, трубные, крепежные и кованые детали АЭС, крепежные детали паровых и газовых турбин. Трубы, пальцы, валики и втулки гидротурбин. После химико-термической обработки – втулки, ушки рессор, винты, шайбы, диафрагмы и другие детали, к которым предъявляются требования высокой поверхностной твердости и износостойкости при невысокой прочности сердцевины.

Сортамент поставки данной марки сплава приведен в таблице 3.

Таблица 3 – Сортамент поставки

ГОСТ	Состояние поставки, сортамент
1050-88	Сталь горячекатаная, кованая калиброванная и серебрянка 2-й категории после нормализации
10702-78	Сталь калиброванная и калиброванная со специальной отделкой: после отжига или отпуска после сфероизирующего отпуска нагартованная без термообработки
1577-93	Полосы нормализованные или горячекатаные
16523-70	Лист горячекатаный (образцы поперечные) Лист холоднокатаный (образцы поперечные)
4041-71	Лист термически обработанный 1-2й категории
8731-87	Трубы горячедеформированные термообработанные
8733-87	Трубы холодно- и теплодеформированные термообработанные
	Цементация 920-950 °С. Закалка 790-810 °С, вода. Отпуск 180-200 °С, воздух.

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

1.3 Технология выплавки сплава и работа оборудования

Рассмотрим поэтапное производство стали 10 на примере ПАО «Ашинский метзавод»

1.3.1 Выбор оборудования для производства стали 10 на предприятии ПАО «Ашинский метзавод»

Для производства данной марки сплава в условиях предприятия ПАО «Ашинский метзавод» применяют оборудование:

- 1) Дуговая сталеплавильная печь (ДСП-120)
- 2) Агрегат ковш-печь (АКП-100)
- 3) Машина непрерывного литья заготовок (МНЛЗ)

1) ДСП-120

На рисунке 1 представлена конструкция дуговой сталеплавильной печи.

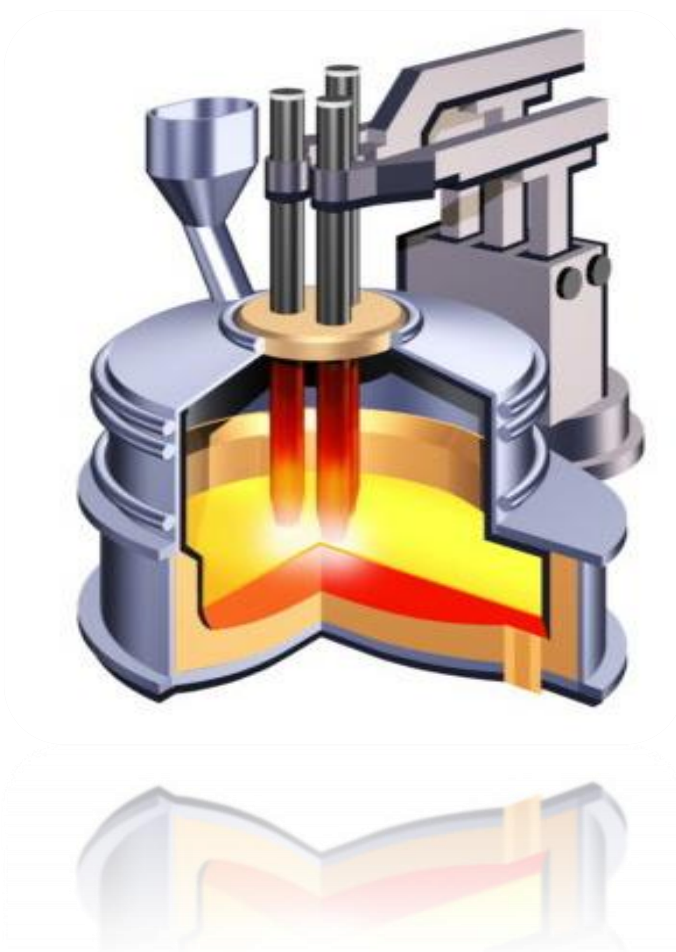


Рисунок 1 – Схема ДСП-120 на ПАО «Ашинский метзавод»

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Лист

11

В таблице 4 представлены технические характеристики данного агрегата.

Таблица 4 – Общие характеристики агрегата 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°
Угол выпуска	20°
Угол спуска шлака	-15°
Емкость печи	144,5 м ³
Тип электродных консолей	проводные
Круговой диаметр электродов	1250 мм
Диаметр электрода	610 мм
Длина электрода	2700 мм
Емкость корзины для лома	85 м ³

2) АКП-100

На рисунке 2 представлена конструкция агрегата ковш-печь.



Рисунок 2 – Схема АКП-100 на ПАО «Ашинский метзавод»

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Лист

12

В таблице 5 представлены технические характеристики данного агрегата.

Таблица 5 – Общие характеристики агрегата «ковш-печь»

Наименование параметра	Величина	Примечание
Вместимость ковша, т	100	110 max
Диаметр кожуха ковша в верхней части, мм	3700+10	
Номинальная мощность трансформатора, МВА	18	+ 10%
Номинальное первичное напряжение трансформатора, кВ	10	
Диапазон вторичных напряжений, В	318,5-132,5	
Номинальная сила тока электрода, кА	32,6	+ 10%
Диаметр электрода, мм	400	
Диаметр распада электродов, мм	700	
Скорость нагрева металла, град/мин.	3-4	Расчетная
Номинальное давление рабочей жидкости гидропривода, МПа	10	
Расход охлаждающей воды (без учета трансформатора), м ³ /ч	220	Расчетная
Давление воды на охлаждение, МПа:		
- свода и элементов вторичного токоподвода,	0,6	
- трансформатора.	0,25	
Температура охлаждающей воды на сливе, град.С	не более 55	
Расход электродов, кг/т	0,3-0,5	
Расход электроэнергии, квт.ч/т	40-50	
Расход азота, нм ³ /ч	2100-2600	
Давление азота, МПа	0,3-0,4	
Давление воздуха, МПа	0,4-0,6	
Расход аргона на продувку металла, м ³ /ч	5-25	
Давление аргона на продувку металла, МПа	0,6; 1,2-1,5	

3) МНЛЗ

На рисунке 3 представлена конструкция одноручьевой криволинейной МНЛЗ с вертикальным кристаллизатором.

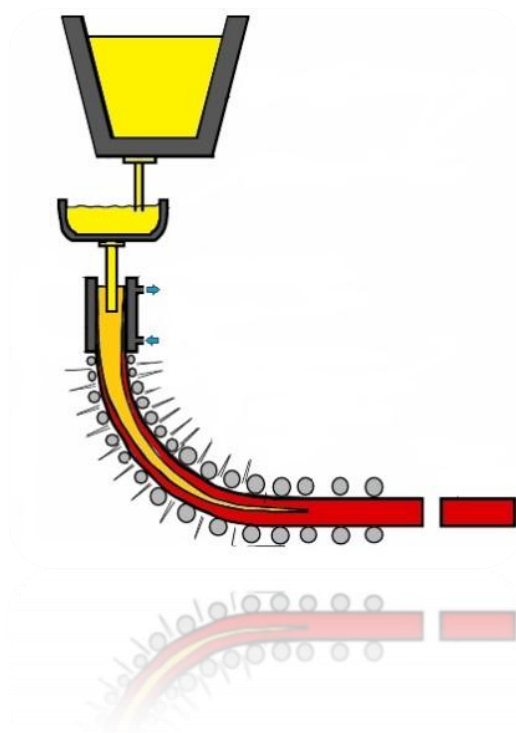


Рисунок 3 – Схема МНЛЗ на ПАО «Ашинский метзавод»

В таблице 6 представлены технические характеристики данной машины:

Таблица 6 – Общие характеристики МНЛЗ

Количество ручьев, шт.	1
Радиус разливочной дуги, м.	8
Металлургическая длина машины, м.	25,68
Размерный сортамент отливаемых слябов мм	4500--6800
Скорость разливки	1,72-2,17 м/мин – для сляба толщиной 180 мм 0,97-1,22 м/мин – для сляба толщиной 240 мм
Емкость сталеразливочного ковша, т	110
Цикл разливки, мин	50-60
Емкость промежуточного ковша, т	27-30
Кристаллизатор	прямой с изменением ширины и толщины
Механизм качания	гидравлический
Тип затравки	цепная
Вид резки заготовок	газовая

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Лист

14

1.3.2 Выбор шихты для выплавки

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

Максимальная масса кусков шихты, используемой на плавку, не должна превышать 10 % от массы садки. Количество крупной шихты не должно превышать 40 % завалки (с учетом грузоподъемности завалочных устройств).

Количество стружки в шихте допускается не более 20 % от массы шихты. Недостающее количество углерода следует вводить в шихту электродным боем, электродной стружкой, коксом или чугуном.

Металлический лом и металлизированные окатыши подвергаются подогреву на ленточном конвейере системы Consteel.

Суммарное содержание в шихте и легирующих остаточных элементов (примесей), не удаляемых в процессе выплавки, не должно превышать значений заданного химического состава марки стали.

Размер кусков шлакообразующих материалов не должен превышать 150 мм.

Известь на плавку необходимо применять свежееобожженную с размером кусков 20 – 80 мм. Транспортировка извести в электросталеплавильные цехи должна производиться в плотно закрытых контейнерах, исключающих попадание влаги.

Для контроля качества извести с каждого вагона не позже, чем через 30 мин. после постановки в цех, должна быть отобрана проба массой не менее 0,5 кг и отправлена в плотно закрытой банке в химлабораторию на анализ содержания CaO, CO₂ и H₂O.

Содержание CaO должно быть не менее 88 %, CO₂ – не более 4 %, H₂O – не более 1,5 %.

Известь с содержанием влаги более 1,5 % и до 3 % допускается использовать в плавление или окислительный период, а после прокалывания при температуре не менее 600 °С в течение не менее 40 мин — и в восстановительный период.

Известь, пригодная к применению, должна быть использована в течение 12 часов с момента поставки её в цех. Определение пригодности к использованию, контроль за расходом извести, должны производиться контрольным мастером ОТК.

Влажность газообразного кислорода должна быть не более 0,8 г/м³, что проверяется на кислородной станции и ежедневно записывается в каждой плавильной карте контрольным мастером ОТК.

Шихтовые материалы перед использованием на плавку должны быть взвешены.

Шлакообразующие и заправочные материалы допускается готовить на плавку специальной тарированной емкостью.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Лист

15

В качестве тарированной емкости разрешается использовать также мульды, не имеющие наваров, прогаров, деформаций, приводящих к искажению внутреннего объема.

Перед завалкой шихты в печь мастер по плавкам должен произвести расчет шихты и занести его в плавильную карту.

В печь перед завалкой шихты и во время её плавления должны присаживаться шлакообразующие материалы: известь (или известняк) и шамот в соотношении 2:1 в количестве 1,0 – 1,5 % от массы шихты.

При разной габаритности шихты первая завалка её должна производиться в следующем порядке: на подину заваливают часть мелкой шихты, затем более крупную и наверх — оставшуюся часть мелкой шихты. Разрешается использовать скрап шлакового отвала — «сундуки» общей массой до 200 кг/т завалки.

Завалка металлического сырья основана на применении технологии процесса «Consteel» (непрерывная сталь). Известь и другие добавки вводятся на транспортер конвейера после подогревателя. Для предупреждения возможности окисления металлической шихты горение в подогревателе контролируется по температуре и составу отходящего из него газа так, что в прилегающей к дуговой печи зоне поддерживается восстановительная атмосфера, а на входе — окислительная.

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

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

1. Подготовка металлошихты (металлолом, скрап, чугун) и погрузка ее на конвейер.
2. Транспортировка металлошихты конвейером и загрузка ее в ДСП.
3. Выплавка полупродукта в ДСП.
4. Выпуск стали в сталь-ковш и его транспортировка на внепечную обработку стали.
5. Внепечная обработка полупродукта в агрегате ковш-печь (АКП) с доведением стали по химическому составу до заданной марки, температуры и окисленности, требуемой для разлива на МНЛЗ.
6. Транспортировка жидкой стали в отделение непрерывной разлива стали.
7. Разливка стали на МНЛЗ с получением стальной заготовки – слябы.
8. Транспортировка слябы в прокатный цех (ЛПЦ № 1 – прокатный стан № 2850).
9. Прокат стальной заготовки с получением годного проката.

										Лист
										16
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					

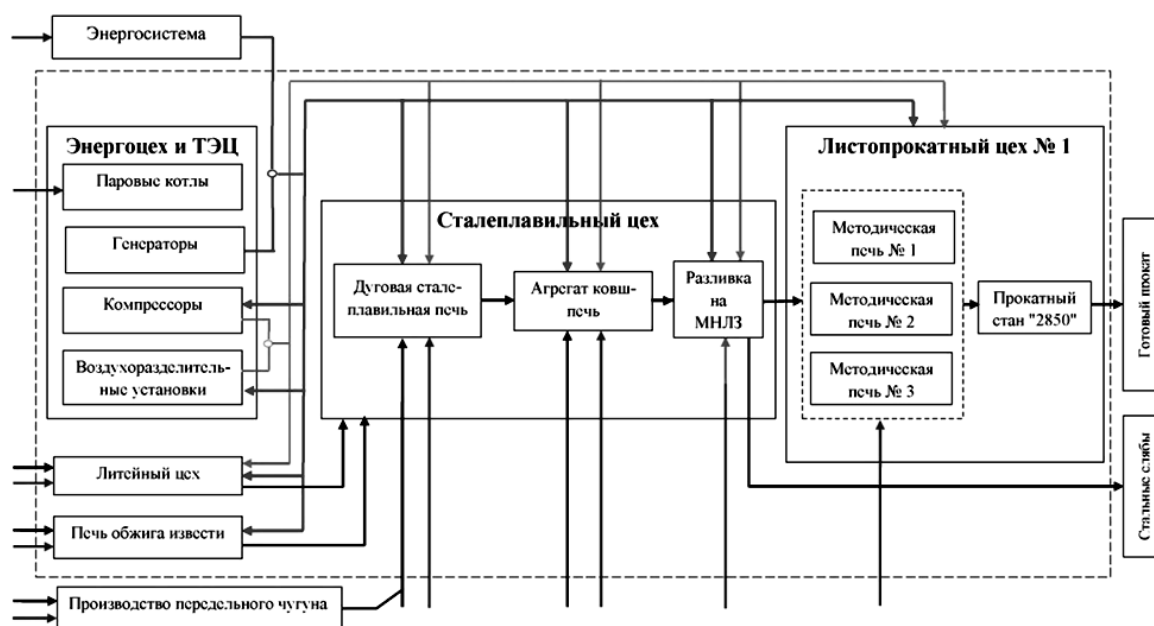


Рисунок 4 – Технология выплавки (технологическая схема) стали 10 на ПАО «Ашинский метзавод»

1.4 Анализ работы системы газоочистки при производстве стали 10 в условиях ПАО «Ашинский метзавод»

Металлургическая отрасль находится на втором месте среди всех других отраслей промышленности по атмосферным выбросам. Предприятия черной металлургии при извлечении металлов вынуждены использовать руду с очень низким содержанием полезных компонентов. Таким образом, на обогащение и плавку поступает огромный объем руды, а это, в свою очередь, порождает большие количества отходящих газов из неиспользуемых компонентов. Именно загрязнение атмосферы является главной причиной экологических проблем, возникающих в результате деятельности металлургических гигантов.

В связи с этим крупные предприятия вынуждены искать методы борьбы с данной экологической проблемой. Следовательно, на ПАО «Ашинский метзавод» в свою очередь установлена система газоочистных сооружений, которые многократно снижают риск превышения норм загрязнения атмосферы.

Рассмотрим источники загрязнения атмосферы и систему газоочистки, которая борется с этими загрязнениями.

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

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Лист

17

1.4.1 Газообразование и пылевыведение при электроплавке стали

Количество образующихся в процессе электроплавки стали газов и пыли зависит от удельной мощности печной установки, марки выплавляемой стали, качества и состава применяемой шихты, технологии плавки, количества и вида вводимых в печь добавок, интенсивности вдувания кислорода, типа и мощности топлива кислородных горелок времени их работы и т.д.

Обычно различают первичные газо- и пыле- выделения, образующиеся в процессе плавления и доводки металла, которые составляют 85...90% от общего количества выделений, образующихся за плавку вторичные газо- и пылевыведения при загрузке шихты в печь и выпуске металла в ковш. По данным [10], количество образующихся непосредственно в рабочем пространстве печи газов относительно невелико и составляет 350...450 м³ на 1 т стали для печей обычной мощности, увеличиваясь в 1,5 раза для сверхмощных печей за счет работы топлива кислородных горелок и интенсивного расхода кислорода. Количество газов, поступающих на газоочистку, заметно выше за счет разбавления подсосываемым в систему воздухом и составляет, по данным [10], на печах обычной мощности 500..700м³ на 1 т стали в час и 1500 м³/т в час на сверхмощных дуговых печах. Количество газов, выделяющихся из печи по ходу плавки, различается в отдельный период плавки в 6...10 раз. Наибольшее количество газов выделяется во время работы топлива кислородных горелок и продувки ванны кислородом. Количество газов при этом возрастает пропорционально расходу топлива и кислорода, соответственно возрастают и тепловые потери с отходящими газами.

Температура печных газов на выходе определяется в пределах 1450... 1650 -С. Следует учитывать, что выделяющиеся из печи газы уже разбавлены воздухом, подсосываемым в печь через имеющиеся зазоры.

Газы в сводовом патрубке имеют состав, меняющийся в зависимости от периода плавки, %: в период плавления СО 3...5, СО₂ 10...15, Н₂О до 35, О₂ 10... 12, N₂ 36...52; в окислительный период плавки СО 15...25; СО₂ 10...12, О, 10...14, N₂ 50...60.

В небольших количествах в печных газах содержатся токсичные микрокомпоненты, мг/м³: оксиды азота 550; оксиды серы 5...200, цианиды 60, фториды 1,2...10,0 [11] и в связи с использованием загрязненной шихты - диоксины.

Выделяющиеся из рабочего пространства газы содержат значительное количество пыли, которое по разным данным [10] колеблется в пределах 15...30 г на 1 м³ газа или 10...21 кг на 1 т выплавляемой стали. Такое содержание пыли в отходящих от электропечи газах требует применения высокоэффективных способов их очистки, а большое количество уловленной пыли (10...15 тыс. т и более в год) при работе современной сверхмощной печи большой емкости диктует необходимость рациональной утилизации пыли, особенно если учитывать растущую стоимость размещения отходов в отвалах.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		18

Возможны два механизма образования пыли при работе дуговой сталеплавильной печи, испарение компонентов металла в зоне электрических дуг и последующее их окисление в рабочем пространстве печи вследствие окислительного характера печной атмосферы; вынос восходящими потоками газа оксидов компонентов металла, образовавшихся в процессе продувки ванны кислородом и при работе топливо кислородных горелок, а также частиц шлака. Поэтому частицы электро-печной пыли имеют не большие размеры. По данным [11], 50...70% все частиц пыли имеют размеры не более 2 мкм, а частиц размерами более 10 мкм в пыли содержится не более 10%. Такой Фракционный состав затрудняет улавливание и переработку электропечной пыли.

Химический состав электропечной пыли существенно зависит от технологий плавки, марки выплавленной стали и периода плавки. Для печей, работающих двух-шлаковым процессом по классической схеме, состав пыли низколегированной стали, по данным [12], колеблется в пределах, %: Fe₂O₃ 10...50; SiO₂ 12...15; Al₂O₃ 0,3...10; CaO 1,7...17; MnO 1,5...10; MgO 4...10; S 0,02...0,25; Zn 0...2; Pb 0,1. При производстве на плавках нержавеющей стали во время плавления и продувки в пыли содержится до 9% NiO; до 10% оксидов хрома. Из-за низкого содержания железа пыль, образующуюся в печах работающих по классической технологии, трудно утилизировать. Возможные варианты утилизации пыли производства нержавеющей сталей рассмотрены ниже.

Пыль, образующаяся при работе современных сверхмощных печей, имеет более стабильный состав и содержит больше оксидов железа, что делает возможным и целесообразным ее повторное использование в черной металлургии (рециклинг). По [14], в электропечной пыли при работе на чистой шихте содержится 50...55 % Fe₂O₃, 13... 14 CaO, до 10 % MgO и др. В связи с широким использованием оцинкованного стального листа при производстве автомобилей за рубежом уже сейчас значительную часть шихты для электроплавки стали составляет лом с высоким содержанием цинка (обрезь оцинкованного листа, отходы, получаемые при переработке отслуживших свой срок автомобилей и т.д.). Кроме того, в шихте для электроплавки стали в довольно больших количествах используется лом, содержащий свинец (отходы современных автоматных сталей, применяемых в автомобилестроении). В таком случае цинк и свинец легко испаряются в процессе плавки и переходят в электропечную пыль. В результате пыль, выносимая электро-печными газами из рабочего пространства печи, содержит до 20% Цинка, до 3% свинца при содержании железа около 40% [14].

Высокое содержание цинка и свинца делает пыль токсичной, что препятствует ее хранению в отвалах, но это же делает более привлекательным и более прибыльным ее рециклинг. В нашей стране переработка автомобильного лома пока имеет незначительные масштабы, но в связи с быстрым старением и выходом из строя большого количества старых отечественных и зарубежных автомобилей, закупленных в 1990-е годы в недалеком будущем масштабы переработки автомобильного лома существенно возрастут.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		19

Это неизбежно потребует организации в нашей стране переработки токсичных пылей электроплавки стали, содержащих цинк, свинец, висмут и другие опасные примеси.

Требования по остаточной концентрации пыли отходящих из плавильных агрегатов газах непрерывно ужесточаются. Так, в Великобритании в 1960-е годы допускалось загрязнение воздуха в промышленных районах до 115 мг/м³, а уже в 1970 году США допускалось предельное загрязнение воздуха 10 мг/м³. Если в 1970-1980-е годы содержание пыли в электропечном газе в нашей стране составляло 50...100 мг/м³, и это считалось нормальным, то в современных условиях требуется применять газоочистные устройства обеспечивающие содержание пыли в газах после очистки 10...20 мг/м³ и менее. |

Борьба за снижение содержания пыли в отходящих из электропечи газах должна вестись по двум направлениям:

- уменьшение количества пыли, образующейся и выделяющейся из печи во время плавки;

- применение более совершенных газоочистных устройств.

Уменьшение количества выделяющейся из печи пыли может быть достигнуто за счет качественной подготовки лома к плавке (прежде всего отделения пылевидных и органических неметаллических примесей); повторного использования шлаков; использования шлакообразующих материалов и легирующих рационального фракционного состава; перемешивания металлической ванны во время плавления путем вдувания инертного газа через фурмы в подине печи; применения рационального режима продувки ванны кислородом; продувки ванны кислородом заглубленной струей; исключения излишнего перегрева металла в печи, рационального режима отсоса печных газов и т.д.

Широкое применение загрязненного пластмассами лома (прежде всего автомобильного) в шихте для выплавки электростали породило проблему защиты персонала и окружающей среды от выделений содержащихся в электропечных газах очень токсичных соединений галогенов с углеводородами (диоксины и фураны, точнее дибензодиоксины (ПХДД) и дибензофураны (ПХДФ), обычно определяемые общим термином диоксины) [11]. Диоксины чужеродны живым организмам вещества, поступающие в окружающую среду с отходами ряда производств. Это самые токсичные из полученных человеком соединений они имеют высокую химическую стойкость, попадают в организм человека через воздух, воду, продукты питания и концентрируются в жировых тканях, где аккумулируются. Общетоксические проявления в организме сопровождаются тератогенными, мутагенными, эмбриотоксическими эффектами и нарушением репродуктивных функций. Общее число изомеров диоксина и фурана превышает 200. Поэтому в нормах допустимого загрязнения диоксинами введено понятие токсичный эквивалент, отражающий общее содержание всех изомеров в нанограммах на 1 м³ (10-9 г/м³). Предельно допустимая концентрация токсичного эквивалента диоксинов в большинстве зарубежных стран равна 0,1 нг/м.

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

Существуют естественные источники диоксинов: извержения вулканов, лесные пожары. Основными источниками загрязнения окружающей среды диоксинами являются [12]: процессы хлорорганического синтеза, переработка и применение его продукции; процессы хлорирования лигнинов при отбеливании целлюлозы; хлорирование воды, содержащей фенольные вещества; газовые выбросы автотранспорта, использующего горюче-смазочные материалы, содержащие присадки хлор- или броморганических соединений; высокотемпературные процессы — сжигание твердых бытовых отходов, особенно материалов на основе поливинилхлорида; пиролитическая переработка и сжигание хлорорганических соединений; металлургические процессы, включая переплав медных отходов и стального лома в электропечах; получение чистых магния, титана, никеля и других элементов из их хлоридов.

Считается, что диоксины образуются во всех высокотемпературных процессах, где используют углерод и любые соединения хлора и имеются катализаторы (металлические поверхности, частицы пыли). В продуктах измельчения корпусов автомобилей после переработки и сепарации на шредерных установках содержится по массе до 2 % углеводородов и некоторое количество поливинилхлоридных материалов (провода, обшивка автомобильных салонов и т.д). При нагреве такого загрязненного лома в дуговой электропечи образуются летучие соединения-диоксины. Количество выделяющихся вместе с печным газом диоксинов существенно зависит от состава шихты и используемых способов борьбы с диоксинами. По данным [12], за рубежом в печных газах после газоочистки количество диоксинов составляет 0,01...1,3 нг/м³.

Максимальные значения загрязненности диоксинами относятся к газам, выделяющимся из печей, где выплавляется углеродистая нелегированная сталь (т.е работающих на низкокачественной шихте), особенно из печей с шахтными подогревателями шихты. Если подогрев лома отходящими газами не применяется, выбросы диоксинов существенно уменьшаются. При выплавке высококачественных легированных сталей используется «чистый» лом высокого качества и выбросы диоксинов из дуговой печи практически отсутствуют. Имеются сведения о случаях более высокой концентрации диоксинов в электропечных газах. Так, в сос ссылкой на [10] сообщается о концентрации диоксинов в газовых выбросах из дуговых сталеплавильных печей в пределах 3...10нг/м³.

Очистка электропечи, газов от содержащихся в них диоксинов представляет собой сложную проблему, которая не может быть решена традиционными способами. Обычные, даже самые совершенные, системы очистки газов обеспечивают улавливание не более 60% диоксинов. В то же время установлено, что при достаточной выдержке (не менее 3) в условиях высокой температуры (более 1250°С) образовавшиеся диоксины полностью разлагаются. К сожалению, при медленном (естественном) охлаждении таких газов в интервале температур 200...600°С диоксины вновь образуются (такой процесс получил название нового синтеза диоксинов).

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		21

Наиболее простым и достаточно эффективным способом почти полного подавления процесса нового синтеза диоксинов является быстрое охлаждение («закалка») печных газов с температуры 1250 до 200 °С и ниже путем впрыскивания некоторого количества холодной воды в поток горячего газа. В качестве индикатора эффективности процесса разложения диоксинов может быть использовано содержание монооксида углерода (СО) в отходящих газах. Считается, что при концентрации СО в отходящих газах менее 50 мг/м³ летучие органические соединения, в том числе и диоксины, присутствующие в газах, практически полностью разложились (сгорели). Но описанным путем содержание диоксинов в отходящих газах не всегда может быть понижено до требуемых 0,1 нг/м³, о чем свидетельствует опыт работы дуговых печей на заводах Западной Европы [11, 12].

Оставшиеся в электропечных газах диоксины могут быть удалены путем их адсорбции на поверхности частиц, вдуваемых в охлаждаемые газы специальных адсорбентов (активированный уголь, коксик, смесь каменного угля с известью). После этого частицы адсорбента улавливают в рукавных фильтрах газоочисток. Пыль собирается в бункерах, окомковывается и подвергается переплаву (рециклингу). Температура газов на входе в фильтры не должна превышать 800С, при более высокой температуре адсорбция диоксинов протекает медленно и менее полно. При вдувании излишнего количества углеродсодержащего адсорбента (более 50 мг/м³) в отходящие электропечные газы существует опасность его возгорания в рукавных фильтрах. Газовый тракт установок улавливания и очистки газов приходится проектировать так, чтобы исключить возможность отложения пыли, содержащей диоксины, так как она может послужить катализатором процесса образования диоксинов в отходящих газах.

В целом следует подчеркнуть, что для эффективной очистки электропечных газов от диоксинов требуется специальное более дорогое оборудование и соответственно более высокие капитальные затраты. Предполагается, что ужесточение законодательства по нормам выброса диоксинов может привести к отказу от использования дуговых печей с шахтными подогревателями лома и от некоторых других способов подогрева стальнойю лома.

Снижение количества образовавшихся во время электроплавки диоксинов может быть достигнуто в результате более тщательной сортировки и подготовки лома к плавке, что также требует дополнительных затрат.

1.4.2 Утилизация пыли из газоочистных сооружений электросталеплавильных цехов

При выплавке стали в ДСП образуется значительное количество пыли. Только в Японии собирается в фильтрах дуговых печей более 500 тыс. т пыли [11]. Большие объемы улавливаемой сталеплавильной пыли и высокое содержание в ней оксидов железа и некоторых других металлов делают нерациональным складирование такой пыли в шлаковых отвалах и требуют разработки и применения рациональных схем ее утилизации.

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

Технология утилизации электросталеплавильной пыли определяется главным образом химическим составом пыли, прежде всего содержанием в ней железа, хрома, цинка, свинца и т.д. Пыль, получаемая при переплаве в электропечах чистого нелегированного лома, чугуна, металлизированных окатышей и т.д. обычно не содержит в заметных количествах соединения хрома, цинка, свинца. Такая пыль в случае достаточно высокого содержания в ней оксидов железа (45% и более) легко может быть использована как добавка в агломерат для получения чугуна в доменных печах. Такой состав пыли характерен для сверхмощных электропечей, работающих одношлаковым процессом без восстановительного периода. Пыль, получаемая в процессе производства нержавеющей стали, содержит более 10% оксидов хрома и до 7% никеля, причем часть хрома находится в пыли в виде водорастворимых соединений шестивалентного хрома, вредных для людей и окружающей среды. Возможные способы рациональной утилизации этой пыли описаны ниже.

При переработке отходов оцинкованного металла и автоматных сталей в дуговых печах электросталеплавильная пыль содержит значительное количество цинка (до 25 %) и свинца (до 3%) при содержании оксидов железа до 40 %. Рациональная схема переработки такой пыли должна предусматривать отдельное получение цветных металлов в восстановлении концентратов с высоким их содержанием и железосодержащего продукта. К настоящему времени известно немало способов рациональной переработки электросталеплавильных пылей, содержащих цинк, свинец и другие примеси [11, 14].

В большинстве случаев процесс переработки пыли состоит из двух или более стадий. На первой стадии разделяют компоненты пыли, содержащие железо и содержащие цинк, свинец и другие известные примеси. Чаще всего для этой цели используют специальную карусельную печь с вращающимся подом, в которой окомкованную пыль восстанавливают углеродом кокса или угля до металлизированных железосодержащих окатышей с содержанием железа более 70 % (степеней металлизации железа более 90 %) и низким содержанием цинка (менее 0,2%).

При этом восстановленные цветные металлы (Zn, Pb и др.) испаряются и уносятся печным газом в фильтры, где конденсируются в виде пыли. Получаемая в фильтрах «вторичная» пыль содержит более 60% цинка, до 5% свинца и другие цветные примеси (Cu, Cd). Такая пыль продвигается предприятиям вторичной цветной металлургии для разделения и извлечения ее цветных составляющих.

Полученные металлизированные железосодержащие окатыши переплавляются на второй стадии процесса в специальной дуговой печи в условиях избытка углеродистого восстановителя с получением чугуна и некоторого количества экологически чистого шлака, типа доменного. На последующей стадии чугун может быть использован для производства стали.

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

Поданным [14], в таком случае из металлизированных окатышей, содержащих железо, хром, никель и другие легирующие (частично в виде оксидов, особенно хром), в дуговой печи может быть получен высоколегированный чугун, содержащий, %: железа не менее 68, хрома до 19, никеля до 6,5 при 3,5 углерода. При этом степень извлечения легирующих из пыли очень высока: никеля до 97%, хрома до 90, молибдена до 94%. Такой чугун может подшихтовываться к основной шихте для производства нержавеющей сталей дуплекс-процессом.

Известны варианты технологических схем переработки электросталеплавильной пыли с меньшим количеством стадий.

Фирма Kawasaki Steel Согр. разработала технологию извлечения цинка и железа из электросталеплавильной пыли в шахтной печи с коксовым наполнением, имеющей по периметру два ряда фурм. Через верхний ряд фурм вдувают в потоке кислорода в горячую зону пыль с некоторым количеством флюса. Через нижний ряд фурм в печь подают обогащенный кислородом воздух, нагретый до 750...800 °С. Кокс загружается в печь сверху. В горячей зоне между рядами фурм оксиды металлов расплавляются и восстанавливаются. Шлак и чугун скапливаются на подине (лещади) печи и периодически выпускаются в ковш. Цинк улавливается в закалочной камере и скруббере. Расход кокса — 1,2 т на 1 т пыли. Пыль содержит 60% цинка и 6% свинца. Составы чугуна и шлака близки к составам продуктов доменной плавки.

Известны способы извлечения цинка из пыли обработанную в вакууме при давлении 133 Па и температуре 900°С [14], выщелачиванием в растворе хлорида аммония и др. Предпринимаются попытки [11] восстановления железа и цинка, содержащихся в электропечной пыли, в специальном угольном фильтре встроенном непосредственно в систему улавливания и очистки печных газов дуговой сталеплавильной печи, при температуре 1000...1100°С.

Отмечается, что описанные способы утилизации электропечной пыли обеспечивают практически полное разложение диоксинов, содержащихся в пыли. Несмотря на достигнутые металлургами успехи в рециклинге пыли, пока перерабатывается лишь 50% цинкосодержащей пыли [10].

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

1.4.3 Система газоочистки при производстве Стали 10 в условиях ПАО «Ашинский метзавод»

На рисунке 5 представлена полная схема системы газоочистки на предприятии ПАО «Ашинский метзавод».

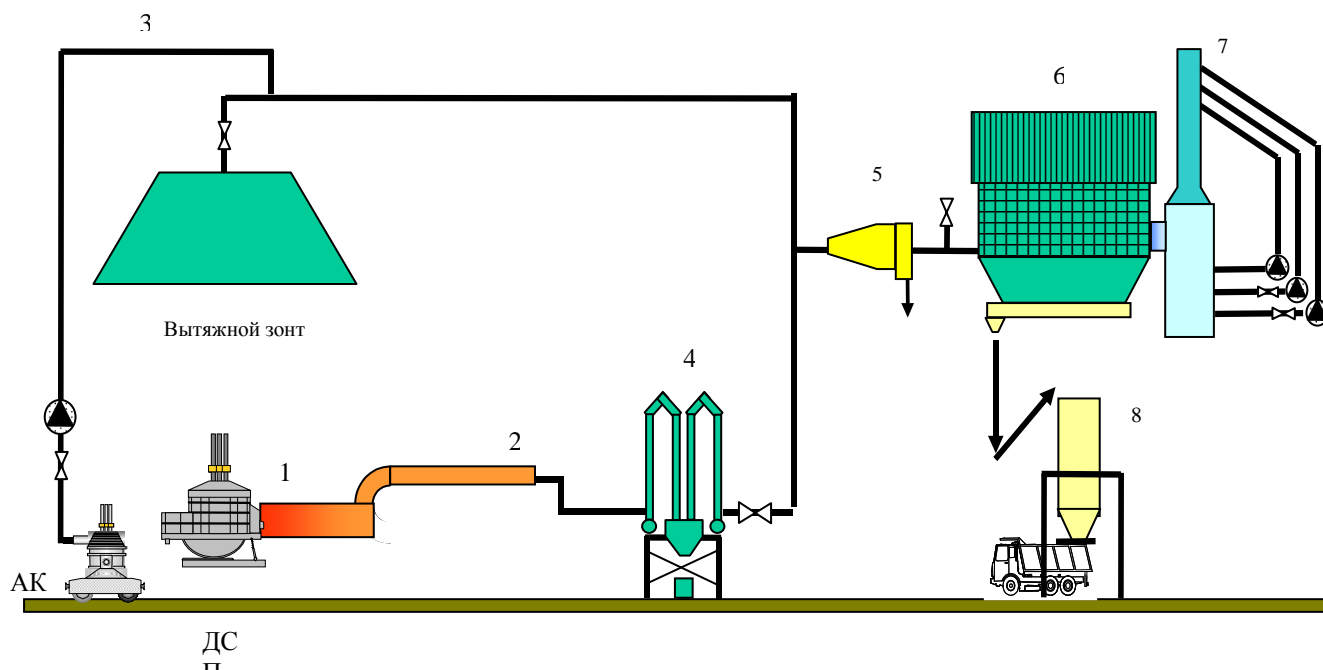


Рисунок 5 – Схема системы газоочистки на ПАО «Ашинский метзавод»

Основными источниками выделения загрязняющих веществ в ЭСПО будут: электродуговая печь, агрегат ковш – печь, машина скачивания шлама, стенки высокотемпературного нагрева сталеразливочных ковшей, система дозирования и подачи сыпучих материалов и ферросплавов.

Загрязненные газы образуются в электродуговой печи как в процессе плавки, так и в период завалки в печь шихтовых материалов и в период слива стали в ковш.

Характеристики пылегазовых выделений дуговой сталеплавильной печи, перерабатывающей товарный металлолом различной степени замасленности, а также смесь металлолома и чугуна отличаются как по соотношению химического состава, так и по количеству выделений.

При данной технологии, ДСП «Consteel» + АКП +МНЛЗ, в которой отсутствует 4-е отверстие в своде, отсос газов происходит от укрытия конвейера, по которому производится непрерывная загрузка лома в печь. В укрытии установлены также специальные устройства для дожигания оксида углерода. Отсасываемые газы направляются в сборный воздуховод и далее на очистку в тканевых фильтрах [15].

Газы, образующиеся в периоды завалки в печь шихтовых материалов и слива стали в ковш, направляются в аэрационный фонарь цеха, где они улавливаются с помощью зонта, установленного в межфонарном пространстве цеха.

Сыпучие материалы и ферросплавы поступают в цех железнодорожным и автотранспортом. Все участки перегрузки сыпучих материалов и ферросплавов системы дозирования и подачи сыпучих материалов (рабочие бункера) оборудованы аспирационными отсосами. Для улавливания, охлаждения и очистки технологических газов от электродуговой печи и механизированной системы загрузки сыпучих материалов предусматривается централизованная отдельно стоящая газоочистная система, располагаемая вне цеха. На газоочистку поступают газы, отсасываемые от самой электропечи (от укрытия конвейера), от зонта над печью (для улавливания неорганизованных выбросов при завалке печи и выпуске стали), а также от укрытий системы бункеров с расходными материалами. Газы, поступившие на газоочистку, очищаются от пыли в тканевых фильтрах до конечной концентрации 20 мг/м³. Количество газообразных веществ, поступивших на газоочистку, после прохождения ее не изменяется. В атмосферный воздух через трубу централизованной газоочистки будут поступать выбросы загрязняющих веществ в виде окислов металлов (железа, марганца кальция, хрома и др.) и газообразных составляющих (оксидов азота, диоксида серы, фторидов, цианидов). Оксид углерода, образующийся в процессе плавки в электропечи, будет полностью дожигаться. Для подготовки сталеразливочных ковшей к работе в отделении устанавливаются: устройства для нагрева и подогрева сталеразливочных ковшей, и устройство для сушки сталеразливочных ковшей после ремонта. Все современные печи оборудуют системой отвода печных газов через отверстие в своде и их очистке от пыли. Производство электростали связано с выбросами в окружающую атмосферу цеха вредных веществ (пыль, газов, паров и т.д.), вредно влияющих на организм человека [16]. Содержание вредных веществ в воздухе рабочей зоны не должно превышать установленных предельно допустимых концентраций ПДК. Основные источники, фактические концентрации, ПДК и классы опасности, согласно ГОСТ 12.1.005-88 и ГОСТ 12.1.007-76, вредных веществ, образующихся в ЭСПЦ, представлены в таблице 7.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		26

Таблица 7 – Содержание вредных веществ в воздухе рабочей зоны

Наименование источника выделения вредных веществ	Наименование вредного вещества	ПДК, мг/м ³	Класс опасности
ДСП	Оксид железа	6	4
	Оксид марганца	0,3	2
	Двуокись азота	5	2
ДСП	Оксид углерода	20	4
	Пыль неорганическая	0,5	3
	Двуокись серы	0,5	3
Сушка ковшей	Фенол	0,3	2

Выбор газоочистных установок отходящих дымовых газов, образующихся в технологии производства ЭСПО.

В электросталеплавильном цехе процессы выплавки стали в ДСП и внепечной обработки на установке «Ковш-печь» проходят при очень высоких температурах. Температура, образующихся при этом дымовых газов, достигает 1100 °С.

Электрофильтры являются наиболее подходящими для эффективной очистки, достигающей 99 %, дымовых газов при таких высоких температурах. При этом, имеют низкие энергетические затраты на улавливание частиц, а также возможность улавливания частиц размером 100 – 0,1 мкм и меньше (концентрация взвешенных частиц в газах может колебаться от долей до 50 г/м³ и более), при их температуре более 500 °С. А также имеют возможность полной автоматизации [17].

Таким образом, наиболее оптимальным вариантом газоочистной установки для улавливания отходящих дымовых газов, является установка электрофильтров.

Для обеспыливания должны приниматься во внимание следующие рабочие условия, представленные в таблице 8.

Таблица 8 – Рабочие параметры установки дымоочистки печи Consteel

Источники дымов и фазы циклов	Скорость потока [Нм ³ /ч]	Температура дымов [°С]	Примечания
ЭДП Consteel на фазе плавления			
Первичный дым от ЭДП Consteel	180	1000	Из Consteel
Вторичный дым от вытяжного зонта ЭДП	350	60	
Общий объем для фильтрации	530	105	
Всего на фильтрацию	830	89	
Первичный дым из ЭДП CONSTEEL	30	1000	Из Consteel
Вторичный дым из вытяжного зонта ЭДП	800	60	

Максимальное количество, обрабатываемое мешочным фильтром, обеспечивается скоростью потока во время выпуска и составляет 830,000 Нм³/ч при 89 °С.

В состав оборудования дымоочистки входят:

а) система труб и охлаждения первичных дымов с комплектом всасывающих каналов из углеродистой стали, с огнеупорной футеровкой, ведущих от Consteel до отстойника, отстойник, с размерами, рассчитанными на 2 секунды пребывания газа, комплект всасывающих каналов с водяным охлаждением, комплект теплообменников воздух-воздух, комплект всасывающих каналов из углеродистой стали, регулятор тяги, бустерный вентилятор мощностью около 250 кВт и комплект компенсаторов теплового расширения для первичных каналов;

б) вытяжка вторичных дымов с вытяжным зонтом, комплектом одностенных каналов, комплектом регулятора тяги и комплектом компенсаторов теплового расширения;

в) фильтры с аварийным демпфером забора воздуха разжижения, фильтр, работающий с негативным давлением, комплект соединительных каналов и 3 (+ 1 резервный) главных вентилятора с рабочей температурой газа 89 °С и установочной мощностью (каждого) 1000 кВт;

г) дымовая труба, высотой 25 м, комплект конвейеров для пыли, установка окомкования пыли и бункер-накопитель брикетов пыли.

Используемая вода в технологических процессах очищается в оборотных и замкнутых циклах водоснабжения.

Вытяжки и пылеулавливание отходящих газов первичного и вторичного отсосов от ДСП емкостью 120 т укомплектованы системой сушки скрапа. Установка спроектирована для вытяжки первичных отходящих газов, вторичных отходящих газов от зонта, расположенного на крыше производственного корпуса, аспирации системы подачи сыпучих материалов, и отходящих газов АПК.

Теплообменники понижают температуру отходящих газов первичного отсоса перед смешиванием. Отходящие газы, смешанные с газами вторичного отсоса передаются на рукавные фильтры по одностенному газоходу.

Вторичные отходящие газы, выделяемые ДСП во время завалки, отсасываются при помощи зонта, смонтированным над цеховыми кранами на несущих конструкциях здания. Во время отсоса дымовых газов через подогревающую секцию конвейера заслонка зонта автоматически закрывается в заданное положение, чтобы дать возможность поступать воздуху, необходимому для охлаждения первичных дымовых газов.

Отходящие газы, отсасываемые из существующего ковша – печи, поступают в канал вторичных дымовых газов. После теплообменника первичные дымовые газы смешиваются со вторичными дымовыми газами.

Отходящие газы фильтруются тканевыми фильтрами, рукава которых очищаются импульсами сжатого воздуха. Частоту импульсов воздуха можно регулировать, обеспечивая эффективную фильтрацию при любых режимах работы. Пыль, собирающаяся в бункерах фильтра, транспортируется наружу посредством цепного конвейера [18].

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		28

Фильтр полностью теплоизолирован по наружным стенкам во избежание накопления воды в зимние месяцы. Перед фильтром находится аварийное устройство, представляющее собой воздухозабор разбавляющего воздуха с двустворчатым обратным клапаном. Этот клапан автоматически открывается посредством пневмоцилиндра только в том случае, когда из-за неисправности в системе регулирования температуры дымового газа на вход фильтра необходимо добавить холодный воздух. В нормальных условиях этот защитный клапан полностью закрыт даже при самых тяжелых режимах работы.

Отсос отходящих газов из всей линии и выброс их в дымовую трубу производится центробежными вентиляторами, установленными после фильтров. При необходимости полную производительность вытяжки можно регулировать, изменяя степень открытия заслонки на входе вентилятора [18].

На рисунке 6 указана и описана конструкция тканевого рукавного фильтра на ПАО «Ашинский метзавод».

Корпус фильтра:

2. Цепной конвейер для удаления пыли
3. Загрузочная воронка фильтра
4. Камера грязных дымовых газов
5. Камера чистых дымовых газов
6. Опорная плита для рукавов
7. Инжекторы (сопла Вентури)
8. Рукава
9. Инжекторы сжатого воздуха
10. Мембранный клапан
11. Резервуар сжатого воздуха
12. Дымоход чистых газов
13. Дымоход грязных газов
14. Смотровое отверстие
15. Крышка отверстия камеры
16. Заслонка выходного отверстия камеры (с пневмоприводом)
17. Ручная заслонка на входе в отсек

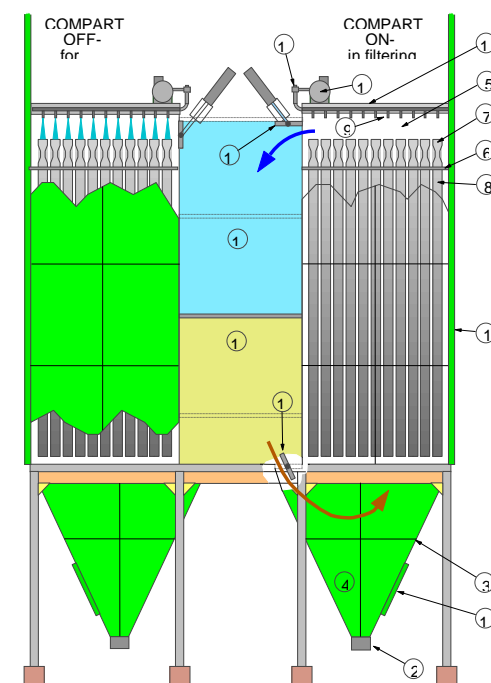


Рисунок 6 – Схема рукавного тканевого фильтра на ПАО «Ашинский метзавод»

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Лист

29

В таблице 9 представлена характеристика газоочистки.

Таблица – 9 Характеристика газоочистки

Мощность вытяжки отходящих газов первичного отсоса	150 нм ³ /час
Температура первичных отходящих газов на входе в вытяжной газопровод с водяным охлаждением	1000 °С
Температура первичных отходящих газов на выходе в вытяжной газопровод с водяным охлаждением	570 °С
Температура первичных отходящих газов на выходе теплообменников	270 °С
Расход разбавляющего воздуха на вытяжном зонте АКП и ДСП и системе доставки материалов	500 нм ³ /час
Мощность вытяжки отходящих газов АКП	70 нм ³ /час
Температура отходящих газов АКП	130 °С
Мощность вытяжки отходящих газов на входе в фильтр	720 нм ³ /час
Температура отходящих газов на входе в фильтр	95 °С
Фактическая мощность вытяжки	970 м ³ /час
Скорость фильтрации (1 отсек отключен для чистки, 9 отсеков в поточном режиме работы)	1,28 м/ мин
Мощность вытяжки вторичных отходящих газов	980 нм ³ /час
Мощность вытяжки отходящих газов от АКП	70 нм ³ /час
Температура отходящих газов от АКП	130 °С
Расход разбавляющего воздуха на вытяжном зонте АКП и система подачи материалов.	250 нм ³ /час
Расход отходящих газов на входе в фильтр	1,3 нм ³ /час
Температура отходящих газов на входе в фильтр	60 °С
Фактическая мощность вытяжки	1,6 нм ³ /час
Скорость фильтрации (10 отсеков в поточном режиме работы)	1,9 нм ³ /час

Переменные рабочие условия дуговой сталеплавильной печи приводят к необходимости использовать систему регулирования для обеспечения постоянного разрежения внутри дуговой сталеплавильной печи. Датчики текущего контроля давления и система преобразования сигналов делают возможным регулировку потока, повышая, таким образом, эффективность работы установки обеспыливания. Другой контур управления, соединенный последовательно с контуром регулирования давления, регулирует рабочие условия в газоотводящей системе на основании определения температуры дымовых газов.

Контур управления температурой дымовых газов принципиально состоит из двух логических схем:

– контроль температуры газов после подогревающей секции конвейера. Расход разбавляющего воздуха регулируется с помощью двух воздушных заслонок дожигания, расположенных в верхней части первого колпака согласно заданию установки температуры газов;

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

– по достижению аварийной установки производится автоматическое открывания воздушных заслонок дожигания во избежание повреждения водоохлаждаемой трубы. Контроль температуры дымовых газов на входе в фильтр. Воздух разбавления, необходимый для поддержания температуры дымовых газов на входе в фильтр на установленном уровне, подается через регулируемую заслонку, расположенную на вытяжном зонте. Срабатывание аварийной уставки вызывает открытие разбавительного клапана, установленного непосредственно перед рукавным фильтром, во избежание повреждения ткани рукавов.

Работа еще одного аварийного контура управления основывается на текущем контроле за температурой и давлением воды охлаждения. Значения температуры и давления выводятся на меню экрана программируемого контроллера. Все вышеуказанные установки можно в любой момент отрегулировать при помощи клавиатуры программируемого контроллера для достижения оптимальных эксплуатационных параметров установки газоочистки.

Ниже представлено количество загрязняющих веществ, выбрасываемых в атмосферу ДСП «Consteel» и агрегатом ковш – печь ПАО «Ашинский метзавод» после газоочистки:

Оксид железа	0,0056 г/с (0,16 т/год)
Оксид алюминия	0,0007 г/с (0,02 т/год)
Оксид кальция	0,0024 г/с (0,069 т/год)
Оксид магния	0,0017 г/с (0,05 т/год)
Марганец и его соединения	0,0009 г/с (0,026 т/год)
Азота диоксид	1,835 г/с (52,65 т/год)
Азота оксид	0,298 г/с (8,555 т/год)
Кремния диоксид аморфный	0,0007 г/с (0,02 т/год)
Углерода оксид	0,097 г/с (2,79 т/год)
Вториды плохо растворимые	0,00002 г/с (0,0007 т/год)
Вториды газообразные	0,004 г/с (0,127 т/год)
Пыль ферросплавов	0,0003 г/с (0,009 т/год)

Дополнительный выброс загрязняющих веществ приведёт к некоторому повышению их приземных концентраций. По данным объектов – аналогов такое повышение может составить около 0,1 ПДК.

Количество загрязняющих веществ выбрасываемых в атмосферу стендом высокотемпературного нагрева сталеразливочного ковша:

NO ₂	4,819 т/год
NO	0,783 т/год
CO	20,911 т/год

Количество загрязняющих веществ выбрасываемых в атмосферу от прокаливания ферросплавов:

NO ₂	0,045 т/год
NO	0,007 т/год

Кроме того, применения метода «Consteel» дает дополнительные преимущества в отношении охраны окружающей среды.

Этому способствует отсутствие загрязнения среды благодаря закрытому своду печи при загрузке печи с помощью конвейера и поддержанию отрицательного давления во всей системе подогрева и плавления а так же устранение выбросов газов и пыли, вследствие отсутствия загрузки с помощью бадей.

Применения метода «Consteel» значительно уменьшает шум. Низкий уровень шума по сравнению с обычной ДСП достигается вследствие того, что дуга постоянно находится в расплаве с ровной поверхностью и покрыта вспененным шлаком. В связи с этим шум от процесса плавления отсутствует.

Такая технология плавления существенно влияет и на содержание азота. Достижение низкого уровня азота также делает технологию «Consteel» более привлекательной по сравнению с другими способами плавления.

Таким образом, проанализированная в данной работе технологическая схема производства стали 10 в условиях ПАО «Ашинский метзавод» является наиболее предпочтительной по сравнению с другими способами выплавки не только с точки зрения технологических характеристик и технико-экономических показателей, но и с точки зрения воздействия на окружающую среду и на работников предприятия, имеющих непосредственное взаимодействие с используемыми для производства агрегатами [17, 18].

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

2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ. 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. Группы отходов выбираются на основании прил. 1 ~ 4. В реальных производственных условиях очень часто приходится выплавлять сталь из шихты, которая есть в наличии. Это связано с отсутствием легированных отходов. Углеродистых отходов больше. Особенно это стало актуальным в настоящее время, когда в ДСП выплавляют низколегированные стали и мало заказов на сложнолегированный сортамент. В условиях современного производства предпочтительнее выплавлять в ДСП углеродистый полупродукт с последующим легированием (рафинированием) во внепечных агрегатах. Поэтому подавляющую часть шихты составляют углеродистые либо низколегированные отходы. Также в состав шихты входит родственная группа, а также близкие к ней по химическому составу легированные группы отходов и соответствующие ферросплавы и лигатуры. В завалку даются ферросплавы, которые имеют малый угар или не окисляются, на нижний предел. В качестве науглероживателей в завалку можно давать: чугун, кокс, электродный бой или высокоуглеродистые ферросплавы. Шихтовку составляют с учетом особенностей технологии выплавки стали.

На основании выше изложенного даем в завалку отходы групп Б – 4, У – 13.

Следовательно, шихта для выплавки заданной марки стали может быть составлена из материалов, химический состав представлен в таблице 1 (смотреть стр. 8). Состав шихты представлен в таблице 10.

Кроме основной металлической шихты в дуговую печь загружают известь в количестве 22 кг/т и агломерат. В современной дуговой сталеплавильной печи со сверхмощными трансформаторами твердые окислители не используют. В данном расчете делается допущение и используется агломерат для проведения окислительного периода, так как в настоящее время существуют ДСП небольшой вместимости старой конструкции.

Таблица 10 – Химический состав отходов, которые предполагается использовать в завалку, %

Материал	Содержание элементов													
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	Al	W	Mo	V	Cu	Fe
Б – 4	0,2	0,27	0,45	0,018	0,015	0,15	4,00	0,01	0,03	0,08	0,05	0,02	0,15	94,557
У – 13	1,3	0,25	0,25	0,016	0,016	0,1	0,125	0	0	0	0	0	0,125	97,818

Таблица 11 – Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов						
		C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni
Б – 4	84000	168	226,8	378	15,12	12,6	126	3360
У–13	21000	273	52,5	52,5	3,36	3,36	21	26,25
Всего	105000	441	279,3	430,5	18,48	15,96	147	3386,25
Всего, %	100	0,42	0,266	0,41	0,0176	0,0152	0,14	3,225

Продолжение таблицы 11

Материал	Масса	Содержание элементов						
		Ti	Al	W	Mo	V	Cu	Fe
Б-4	84000	8,4	25,2	67,2	42	16,8	126	79427,88
У–13	21000	0	0	0	0	0	26,25	20541,78
Всего	105000	8,4	25,2	67,2	42	16,8	152,25	99969,66
Всего, %	100	0,008	0,024	0,064	0,04	0,016	0,145	95,2092

Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, представлен в таблице 12 и таблице 13.

Таблица 12 – Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

Материал	Содержание										Потери при прокаливании
	CaO	SiO ₂	MgO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaF ₂	FeO	S	P ₂ O ₅	
Известь	86,00	1,80	6,00	—	—	—	—	—	0,06	0,10	7,70
Магнезит	1,00	3,00	93,00	—	1,00	2,00	—	—	—	—	—
Руда	0,10	5,25	0,30	—	4,10	—	—	90,00	0,10	0,15	[O] – 27,70
Электрод	0,118	0,565	—	—	0,317	—	—	—	—	—	[C] – 99,00

Таблица 13 – Химический состав легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

Материал	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	W	Mo	V	Cu	Al	Fe
ФС 65	–	65,00	0,40	0,05	0,02	0,40	–	–	–	–	–	2,00	32,13
ФМн 78	7,00	6,00	78,00	0,05	0,02	–	–	–	–	–	–	–	8,93
А97	–	0,01	–	–	–	–	–	–	–	–	–	99,98	0,01

2.2 Выплавка стали в дуговой сталеплавильной печи. Период плавления

1) Окисление элементов

1.1) Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки в период плавления для всех элементов, входящих в таблицу 11 (таблица 14).

Таблица 14 – 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 15.

Таблица 15 – Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C	168	33,6	134,4	0,132
Si	226,8	226,8	0	0,000
Mn	378	264,6	113,4	0,111
P	15,12	0	15,12	0,015
S	12,6	0	12,6	0,012
Cr	126	25,2	100,8	0,099
Ni	3360	50,4	3309,6	3,249
Ti	8,4	8,4	0	0,000
Al	25,2	0	25,2	0,025
W	67,2	67,2	0	0,000
V	16,8	0	16,8	0,016
Cu	126	0	126	0,124
Mo	42	0	42	0,041
Fe	99969,66	1999,3932	97970,267	96,175
Всего	105000	2675,5932	101866,19	100

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

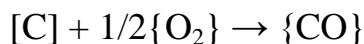
22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Лист

35

Определение кислорода, необходимого для окисления элементов шихты.

1) Окисление углерода происходит по реакции:



Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле (1):

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

где $v_{i_xj_y}$ – стехиометрические коэффициенты элемента i и оксида i_xO_y ;

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

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

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

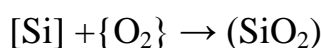
Углерод. Образуется CO (1):

$$m_{CO} = \frac{33,6 \cdot 28}{12} = 78,4 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода на окисление углерода (2):

$$m_{O_2}(C) = m_{CO} - m_C = 78,4 - 33,6 = 44,8 \text{ кг;}$$

2) Кремний. Окисление кремния происходит по реакции:



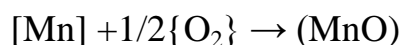
Образуется кремнезема (1):

$$m_{(SiO_2)} = \frac{226,8 \cdot 60}{28} = 486 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода на окисление кремния (2):

$$m_{O_2}(Si) = m_{SiO_2} - m_{Si} = 486 - 226,8 = 259,2 \text{ кг;}$$

3) Марганец. Окисление марганца происходит по реакции:



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

Образуется (MnO) (1):

$$m_{MnO} = \frac{264,6 \cdot 71}{55} = 341,6 \text{ кг}$$

Из этого количества 20% теряется с газами, а 80% переходит в шлак (см. табл. 14).

С газами теряется $\frac{341,6 \cdot 20}{100} = 68,32$ кг *MnO*, из них $\frac{264,6 \cdot 20}{100} = 52,92$ кг *Mn*.

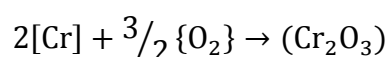
В шлак переходит $\frac{341,6 \cdot 80}{100} = 273,3$ кг *MnO*, из них $\frac{264,6 \cdot 80}{100} = 211,68$ кг *Mn*.

Потребуется кислорода на окисление марганца (2):

$$m_{O_2}(Mn) = m_{MnO} - m_{Mn} = 341,6 - 264,6 = 76,98 \text{ кг}$$

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

5) Хром. Окисление хрома происходит по реакции:



Образуется (Cr₂O₃) (1):

$$m_{Cr_2O_3} = \frac{25,2 \cdot 152}{104} = 36,84 \text{ кг}$$

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

С газами теряется $\frac{36,84 \cdot 20}{100} = 7,4$ кг Cr₂O₃, из них $\frac{25,2 \cdot 20}{100} = 5,04$ кг Cr.

В шлак переходит $\frac{36,84 \cdot 80}{100} = 29,5$ кг Cr₂O₃, из них $\frac{25,2 \cdot 80}{100} = 20,16$ кг Cr.

Потребуется кислорода на окисление хрома (2):

$$m_{O_2}(Cr) = m_{Cr_2O_3} - m_{Cr} = 36,84 - 25,2 = 11,63 \text{ кг}$$

6) Никель.

Считаем, что во время плавления в зоне электрических дуг испаряется 1,5% никеля, имевшегося в шихте. Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 50,4 кг.

7) Титан. Оксид титана полностью переходит в шлак.

Образуется TiO₂ (1):

$$m_{TiO_2} = \frac{8,4 \cdot 80}{48} = 14 \text{ кг}$$

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

Потребуется кислорода на окисление титана (2):

$$m_{O_2}(Ti) = m_{TiO_2} - m_{Ti} = 14 - 8,4 = 5,6 \text{ кг}$$

8) Вольфрам.

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

9) Алюминий. Образуется глинозема (1):

$$m_{Al_2O_3} = \frac{25,2 \cdot 102}{54} = 47,6 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление алюминия (2):

$$m_{O_2}(Al) = m_{Al_2O_3} - m_{Al} = 47,6 - 25,2 = 22,4 \text{ кг}$$

10) Молибден, медь, ванадий.

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

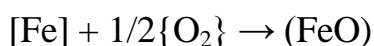
11) Железо.

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

Образуется, оксидов железа в пересчете на FeO (1):

$$m_{FeO} = \frac{1999,4 \cdot 72}{56} = 2570,65 \text{ кг}$$

по реакции:



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

С газами теряется $\frac{2570,65 \cdot 80}{100} = 2056,52 \text{ кг FeO}$, из них

$$\frac{1999,4 \cdot 80}{100} = 1599,5 \text{ кг Fe.}$$

В шлак переходит $\frac{2570,65 \cdot 20}{100} = 514,13 \text{ кг FeO}$, из них

$$\frac{1999,4 \cdot 20}{100} = 399,88 \text{ кг Fe.}$$

Потребуется кислорода на окисление железа (2):

$$m_{O_2}(Fe) = m_{FeO} - m_{Fe} = 2570,65 - 1999,4 = 571,2552 \text{ кг}$$

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

12) **Металл.**

В конце периода плавления в печи остается следующее количество металла (с учетом угаров элементов): 101866,187 кг, содержание углерода в металле составит 0,132 %.

Содержание кислорода в металле определяем по формуле:

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

Содержание кислорода в металле $[O] = - \left(\frac{0,00216}{[C]} \right) + 0,00884 = -0,0075 \%$.

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

$$\frac{101866,187+x}{x} = \frac{100}{-0,0075},$$

где x – искомая величина, кг;

$101866,187+x$ – масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

$-0,0075$ - содержание кислорода в металле, %.

$$x = -7,67 \text{ кг}$$

1.2) **Шлакообразование**

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

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

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

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

m_j – расход шлакообразующего j , кг;

(i) – содержание компонента i в шлакообразующем j .

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

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

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

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

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

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

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

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

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

В пересчете на FeO (5):

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

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

$$\frac{200 \cdot 7,7}{100} = 161,7 \text{ кг CO}_2.$$

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

Примерный расход магнетитового порошка на заправку печи определяем по формулам, кг/т [4]:

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

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

где m_0 – масса садки печи, кг.

Расход магнетитового порошка равен (6):

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

Тогда магнетит внесет в шлак, кг (4):

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

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

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

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

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

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

В пересчете на FeO (5):

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

в) Поступление в шлак золы электродов. Расход современных электродов составляет 4...5 кг/т – отечественных фирм – производителей и 1...2 кг/т – зарубежных. Принимаем, что за время плавки расходуется 4,5 кг/т электродов, т.е. 420 кг. В электроде содержание углерода составляет 99%, тогда окисляется углерода:

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

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

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{0,7 \cdot 415,800}{12} \cdot 28 = 679,14 \text{ кг.}$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0,3 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{0,3 \cdot 415,800}{12} \cdot 44 = 457,38 \text{ кг.}$$

Количество кислорода необходимого для окисления углерода составит:

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

$$m_{O_2} = m_{CO_2} - m_C \cdot 0,3 = 457,38 - 415,8 \cdot 0,3 = 332,64 \text{ кг.}$$

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

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

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 (см. выше):

SiO₂ – 486
MnO – 273,3
Cr₂O₃ – 29,5
TiO₂ – 14
Al₂O₃ – 47,6
FeO – 571,2552

д) Расчет составляющих, поступивших в шлак из агломерата.

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

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

$$\frac{(101866,187 - 7,67) \cdot 6}{100} = 6111,52 \text{ кг,}$$

где (101866,187-7,67) – масса металла с учетом содержания кислорода, кг; шлак составляет 6% от массы металла.

Определяем количество FeO в шлаке:

$$\frac{6111,52 \cdot 15,1}{100} = 922,84 \text{ кг}$$

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+571,2552=586,4 кг FeO.

Тогда руда внесет:

$$922,84 - 571,4 = 336,45 \text{ кг FeO}$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		42

На образование такого количества FeO потребуется:

$$\text{железа (1) } \frac{336,45 \cdot 56}{72} = 261,7 \text{ кг и кислорода (2) } 336,45 - 261,7 = 74,77 \text{ кг.}$$

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

- 1) на окисление углерода – 44,8;
- 2) на окисление кремния – 259,2;
- 3) на окисление марганца – 76,98;
- 4) на окисление хрома – 11,64;
- 5) на окисление титана – 5,6;
- 6) на окисление алюминия – 22,4;
- 7) на окисление железа – 571,2552;
- 8) на окисление электродов – 720,72;
- 9) на насыщение металла – -7,67;
- 10) на образование FeO – 74,77.

Всего: 1779,68.

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

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

Если принять приближенно, что продолжительность плавления в 100 – тонной печи составит 40 минут, то за это время 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 $1779,68 - 328,401 = 1451,3$ кг.

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

$$\frac{1451,3 \cdot 100}{27,7} = 5239,264 \text{ кг,} \quad (8)$$

где 1451,3 – необходимо внести кислорода с железной рудой, кг;

27,7 – содержание кислорода в руде, % (см. таблицу 12).

Руда, кроме кислорода, вносит железа:

$$\frac{5239,264 \cdot 62,3}{100} = 3264,061 \text{ кг,} \quad (9)$$

из них 336,45 кг остается в шлаке в виде FeO, следовательно, переходит в металл железа $4348,764 - 336,45 = 2927,6$ кг.

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

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{5239,264 \cdot 0,1}{100} = 5,24;$$

$$MgO = \frac{5239,264 \cdot 0,3}{100} = 15,72;$$

$$SiO_2 = \frac{5239,264 \cdot 5,25}{100} = 275,061;$$

$$P_2O_5 = \frac{5239,264 \cdot 0,15}{100} = 7,86;$$

$$Al_2O_3 = \frac{5239,264 \cdot 4,1}{100} = 214,81;$$

$$S = \frac{5239,264 \cdot 0,1}{100} = 5,24.$$

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака и металла (таблица 16 и 17) в конце плавления без учета дефосфорации, с учетом кислорода, растворенного в металле, и применения железной руды (агломерата).

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

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Известь	27,3	1848	—	4,2	—	16,8	42	—	—	—	1938,3
Футеровка ванны	17,65	5,88	—	10,59	—	5,88	547,18	—	—	—	587,19
Электрод	2,373	0,496	—	—	—	1,33	—	—	—	—	4,2
Оксиды из металлической ванны	486	—	273,26	514,13	29,465	47,6	—	14	—	—	1364,45
Руда	275,06	5,24	—	336,45	—	214,81	15,72	—	7,86	5,24	860,4
Всего	808,38	1859,6	273,26	865,4	29,465	286,42	604,9	14	7,86	5,24	4754,5
Всего%	17	39,1	5,75	18,2	0,62	6,024	12,72	0,29	0,165	0,1	100

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Лист

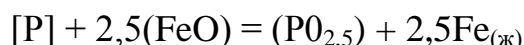
44

Таблица 17 – 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	441	-	-	33,6	407,4	0,387
O	-	-7,67	-	-	-7,67	-0,0073
Si	279,3	-	279,3	-	-	-
Mn	430,5	-	211,68	52,92	165,9	0,158
P	18,48	-	-	-	18,48	0,0175
S	15,96	-	-	-	15,96	0,015
Cr	147	-	20,16	5,04	131,88	0,125
Ni	3386,25	-	-	50,4	3335,85	3,17
Ti	8,4	-	8,4	-	-	-
W	67,2	-	-	-	67,2	0,064
Al	25,2	-	25,2	-	-	-
Mo	42	-	-	-	42	0,04
Cu	152,25	-	-	-	152,25	0,14
V	16,8	-	-	-	16,8	0,016
Fe	99969,66	2927,6	399,88	1599,5	100897,87	95,87
Всего	105000	2919,93	944,62	1741,5	105243,92	100

1.3) Окислительная дефосфорация при выплавке стали

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



По экспериментальным данным получено уравнение:

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

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

Выразим состав шлака в мольных (x_{RO}) или в ионных (x_R) долях. Для этого предварительно вычислим число молей оксидов n_{RO} и число катионов n_R , в 100 г шлака (таблица 19):

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

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 18 – 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}	0,698	0,283	0,081	0,253	0,32	0,06	0,0041	0,004	0,002	1,703
X_{RO}	0,41	0,166	0,0475	0,15	0,19	0,035	0,0024	0,002	0,001	1
n_{R^+}	0,698	0,283	0,081	0,253	0,32	0,12	0,008	0,004	0,002	1,766
X_{R^+}	0,395	0,16	0,046	0,143	0,18	0,067	0,005	0,002	0,001	1

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

$$\lg \gamma_{FeO} = \frac{1000}{T} \cdot [2,18 \cdot X_{Mn} \cdot X_{Si} + 5,9 \cdot (X_{Ca} + X_{Mg}) \cdot X_{Si} + 10,5 \cdot X_{Ca} \cdot X_P] =$$

$$= \frac{1000}{1873} \cdot [2,18 \cdot 0,043 \cdot 0,153 + 5,9 \cdot (0,424 + 0,173) \cdot 0,153 + 10,5 \cdot 0,424 \cdot 0,135] = 0,617;$$

$$\gamma_{FeO} = 4,14$$

$$\lg \gamma_{PO_{2,5}} \approx \lg \gamma_{FeO} - \frac{10500}{1873} \cdot X_{Ca} = 0,617 - \frac{10500}{1873} \cdot 0,424 = -1,6;$$

$$\gamma_{PO_{2,5}} = 0,025$$

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

$$\lg f_P = e_P^C \cdot [C] + e_P^O \cdot [O] + e_P^{Si} \cdot [Si] - e_P^{Mn} \cdot [Mn] + e_P^P \cdot [P] + e_P^S \cdot [S] - e_P^{Cr} \cdot [Cr] - e_P^{Ni} \cdot [Ni] + e_P^{Ti} \cdot [Ti] -$$

$$- e_P^W \cdot [W] + e_P^{Al} \cdot [Al] - e_P^{Mo} \cdot [Mo] - e_P^{Cu} \cdot [Cu] - e_P^V \cdot [V] = 0,13 \cdot 0,387 + 0,13 \cdot (-0,0073) - 0,032 \cdot 0,158 +$$

$$+ 0,062 \cdot 0,0175 + 0,028 \cdot 0,0152 - 0,044 \cdot 0,125 - 0,0059 \cdot 3,17 - 0,023 \cdot 0,064 - 0,017 \cdot 0,04 - 0,035 \cdot 0,145 -$$

$$- 0,042 \cdot 0,016 = 0,01375;$$

$$f_P = 1,032$$

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,

$$L_P = \frac{31 \cdot 0,163 \cdot 1,0322 \cdot (0,14 \cdot 4,14)^{2,5} \cdot 1,669}{0,017} = 104,743.$$

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

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

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

μ_P и $\mu_{P_2O_5}$ – молекулярные массы P и P_2O_5 соответственно;

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

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

$$[P_K] = \frac{100 \cdot 0,0175 + \frac{5141,7}{105243,9211} \cdot 100 \cdot 0,176 \cdot \frac{31}{71}}{100 + \frac{5141,7}{105243,9211} \cdot 100 \cdot 129,34} = 0,0037.$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции:

$$\frac{105243,9211 - x}{18,48 - x} = \frac{100}{0,0037},$$

где x – искомая величина, кг;

$105243,9211 - x$ – масса металла с учетом окисления фосфора, кг;

$18,48 - x$ – масса фосфора в металле с учетом окисления фосфора, кг;

0,003 – содержание фосфора в металле, %;

$$x = -3,666 \text{ кг.}$$

						22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			47

При этом образуется P_2O_5 (1):

$$\frac{-3,666 \cdot 142}{62} = -8,396 \text{ кг.}$$

На окисление фосфора потребуется кислорода (2) $-8,396 + 3,666 = -4,73$ кг.

На окисление фосфора потребуется руды (8) $\frac{-4,73 \cdot 100}{27,7} = -17,077$ кг.

Руда, кроме кислорода, вносит железа (9) $\frac{-17,077 \cdot 62,3}{100} = -10,639$ кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{-17,077 \cdot 0,10}{100} = -0,017;$$

$$MgO = \frac{-17,077 \cdot 0,30}{100} = -0,051;$$

$$SiO_2 = \frac{-17,077 \cdot 5,25}{100} = -0,897;$$

$$P_2O_5 = \frac{-17,077 \cdot 0,15}{100} = -0,026;$$

$$Al_2O_3 = \frac{-17,077 \cdot 4,10}{100} = -0,7;$$

$$S = \frac{-17,077 \cdot 0,10}{100} = -0,017.$$

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

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

Таблица 19 – Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Известь	27,3	1848	—	4,2	—	16,8	42	—	—	—	1938,3
Футеровка ванны	17,651	5,884	—	10,591	—	5,884	547,18	—	—	—	587,19
Электрод	2,373	0,496	—	—	—	1,331	—	—	—	—	4,2
Оксиды из металлической ванны	486	—	273,26	514,13	29,465	47,6	—	14	—	—	1364,45
Руда	274,362	5,226	—	336,45	—	214,264	15,678	—	7,839	5,226	858,7
Всего	807,5	1859,6	273,26	865,4	29,5	285,72	604,85	14	7,833	5,222	4752,82
Всего, %	16,99	39,13	5,75	18,21	0,62	6,012	12,73	0,29	0,165	0,11	100

Таблица 20 – 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	441	-	-	33,6	407,4	0,387
O	-	-7,67	-	-	-7,67	-0,007
Si	279,3	-	279,3	-	-	-
Mn	430,5	-	211,68	52,92	165,9	0,158
P	18,48	-	-2,859	-	22,146	0,021
S	15,96	-	-	-	15,96	0,015
Cr	147	-	20,16	5,04	121,8	0,115
Ni	3386,25	-	-	50,4	3335,85	3,17
Ti	8,4	-	8,4	-	-	-
W	67,2	-	-	-	67,2	0,064
Al	25,2	-	25,2	-	-	-
Mo	42	-	-	-	42	0,04
Cu	152,25	-	-	-	152,25	0,145
V	16,8	-	-	-	16,8	0,016
Fe	99969,66	2919,308	399,88	1599,5	100887,234	95,88
Всего	105000	2911,64	941,76	1741,5	105226,8683	100

1.4) Определение количества и состава газов в период плавления

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

Объём кислорода в воздухе:

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

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

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

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

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

Объём и масса воздуха:

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

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

Определим количество влаги, вносимой воздухом из следующих условий:

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

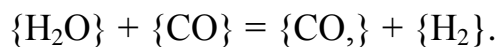
Влажность атмосферного воздуха:

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

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

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

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции:



					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
						50
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

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

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

Для этого необходима окись углерода в количестве:

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

Суммарный материальный баланс периода плавления:

Израсходовано, кг:	Получено, кг:
а) шихты — 105 000, из нее:	а) металла — 105226,868;
отходы Б – 4 — 84 000,	б) шлака — 4752,819;
У – 13 — 21 000;	в) пыли — 2182,6, в том числе:
б) шлакообразующих — 2100, в том	1) MnO — 68,315,
числе извести — 2100;	2) Cr ₂ O ₃ — 7,366,
в) футеровка ДСП — 588,365, в том	3) Ni — 50,4,
числе магнезита — 588,365;	4) FeO — 2056,519;
г) электродов — 420;	г) газов — 2572,074, в том числе:
д) руды — 5222,187, в том числе:	1) CO — 781,637 (от окисления ме-
1) на окисление — 5239,264,	талла и электродов с учетом догорания
2) на дефосфорацию — -17,077;	до CO ₂),
е) воздуха — 1443,322, в том числе:	2) CO ₂ — 689,286 (от прокаливания
1) кислорода — 328,401,	извести и окисления электродов с
2) азота — 1099,430,	учетом догорания CO),
3) влаги — 15,491.	3) N ₂ — 1099,430,
Всего: 114773,874.	4) H ₂ — 1,721.
	Всего: 114734,361.

Невязка — $114773,874 - 114734,361 = 39,514$ кг или $\frac{39,514}{114773,874} \cdot 100 = 0,034\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

									Лист
									51
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				

2) Окислительный период

2.1) 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 11 (таблица 21).

Таблица 21 – 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	431,16	0	163,2	0	0	19,2	0	0	0	0	0	0	0	1497,5
В шлак	0	0	130,56	0	0	18,24	0	0	0	0	0	0	0	449,25
В улет	431,16	0	36,64	0	0	0,96	0	0	0	0	0	0	0	1048,25

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла в конце окислительного периода представлен в таблице 22.

Таблица 22 – Химический состав металла в конце окислительного периода, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C**	407,4	333,97	73,43	0,071
Si	-	-	-	-
Mn	165,9	112,812	53,088	0,051
P	22,146	-	22,146	0,021
S	15,96	-	15,96	0,015
Cr	121,8	19,488	102,312	0,099
Ni	3335,85	-	3335,85	3,231
Ti	-	-	-	-
W	67,2	-	67,2	0,065
Mo	42	-	42	0,041
V	16,8	-	16,8	0,016
Cu	152,25	-	152,25	0,147
Al	-	-	-	-
Fe	100887,234	1513,31	99373,925	96,248
Всего	105226,87	1979,583	103247,285	100

* Расчет величин, приведенных в таблице, см. таблицу 15.

** Для гарантированного получения заданного состава стали необходимо получить в конце обезуглероживания содержание углерода в металле 0,07%. Тогда массу окислившегося углерода определяем по пропорции:

$$\frac{105226,87 - m_{\Delta C}}{407,4 - m_{\Delta C}} = \frac{100}{0,07},$$

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

$105226,87 - m_{\Delta C}$ – масса металла с учетом угара углерода;

$407,4 - m_{\Delta C}$ – масса углерода с учетом его окисления;

$$m_{\Delta C} = 333,975 \text{ кг.}$$

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

$$\frac{333,975 \cdot 28}{12} = 779,275 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода (2) $779,275 - 333,975 = 445,3$ кг.

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

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

Образуется MnO (1):

$$\frac{112,812 \cdot 71}{55} = 145,63 \text{ кг.}$$

Испарится MnO:

$$145,63 \cdot \frac{20}{100} = 29,13 \text{ кг,}$$

из них Mn:

$$112,812 \cdot \frac{20}{100} = 22,6 \text{ кг.}$$

Перейдет MnO в шлак $145,63 - 29,13 = 116,504$ кг, из них Mn:

$$112,812 - 22,6 = 90,25 \text{ кг.}$$

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

Потребуется кислорода для окисления всего марганца (2):

$$145,63 - 112,812 = 32,82 \text{ кг.}$$

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

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

Хром. Образуется оксида хрома Cr_2O_3 (1):

$$\frac{19,488 \cdot 152}{104} = 28,5 \text{ кг.}$$

Испарится Cr_2O_3 :

$$28,5 \cdot \frac{5}{100} = 1,4 \text{ кг,}$$

из них Cr:

$$19,488 \cdot \frac{5}{100} = 0,9744 \text{ кг.}$$

Перейдет в шлак $28,5 - 1,4 = 27,06$ кг Cr_2O_3 , из них Cr:

$$19,488 - 0,9744 = 18,5 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода для окисления всего хрома (2):

$$28,5 - 19,488 = 8,99 \text{ кг.}$$

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

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

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

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

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

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

$$\frac{1513,344 \cdot 72}{56} = 1945,68 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		54

Испарится FeO:

$$1945,73 \cdot \frac{70}{100} = 1361,98 \text{ кг,}$$

из них Fe:

$$1513,344 \cdot \frac{70}{100} = 1059,32 \text{ кг.}$$

Перейдет в шлак $1945,68 - 1361,98 = 583,705$ кг FeO, из них Fe:

$$1513,344 - 1059,32 = 453,993 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода для окисления всего железа (2):

$$1945,68 - 1513,344 = 432,374 \text{ кг.}$$

Металл. В конце окислительного периода в печи остается следующее количество металла (с учетом угаров элементов) – 103247,285 кг (см. таблицу 22), содержание углерода в металле составит 0,071% (см. таблицу 22).

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):

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,071}{0,071} = 0,055\%.$$

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

$$\frac{103247,285 + x}{x} = \frac{100}{0,055},$$

где x – искомая величина, кг;

$103247,285 + x$ – масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

0,055 – содержание кислорода в металле, %,

$$x = 57,123 \text{ кг.}$$

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

В конце периода плавления в металле было -7,67 кг кислорода, следовательно, на насыщение металла пошло $57,123 + 7,67 = 64,8$ кг.

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

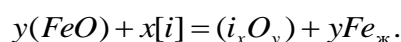
- 1) на окисление углерода — 445,3;
 - 2) на окисление марганца — 32,82;
 - 3) на окисление хрома — 8,99;
 - 4) на окисление железа — 432,374;
 - 5) на насыщение металла — 64,8;
- Всего — 984,281.

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:

$$(445,3 + 32,82 + 8,99 + 64,8) \cdot \frac{30}{100} = 165,6 \text{ кг кислорода,}$$

а газообразный кислород внесет $984,281 - 165,6 = 818,71$ кг кислорода. (FeO) окисляет по реакции:



На это расходуется FeO:

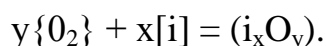
$$\frac{165,6 \cdot 72}{16} = 745,074 \text{ кг,}$$

где 165,6 – масса кислорода, вносимого FeO;
72 и 16 – молекулярные массы FeO и O, соответственно.

При этом в металл переходит железо в количестве:

$$745,074 - 165,6 = 579,5 \text{ кг.}$$

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.

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

Если принять приближенно, что продолжительность окислительного периода в 100 – тонной печи составит 20 минут, то за это время усвоится кислорода:

$$20 \cdot 24,63 \cdot 0,333 = 164,0358 \text{ кг.}$$

Следовательно, кислородным инжектором необходимо внести кислорода:

$$818,71 - 164,0358 = 654,673 \text{ кг.}$$

2.2) Определение количества и состава газов в окислительный период

Печная атмосфера. Общая масса кислорода, усвоенного из воздуха,

$$m_{O_2} = 164,201 \text{ кг.}$$

Объём кислорода в воздухе:

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

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:

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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		57

Количество водяного пара в 1 m^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:

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

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

Для этого необходима окись углерода в количестве:

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

Технический кислород. Общая масса кислорода, вносимого кислородным инжектором, составит $654,673 \text{ кг}$. Для того, чтобы внести такое количество кислорода необходимо израсходовать в окислительный период технического кислорода, при 95% – ном усвоении:

$$\frac{654,673 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 692,592 \text{ кг},$$

где $654,673$ – необходимо внести кислорода с техническим кислородом, кг;
 $99,5$ и 95 – содержание кислорода в техническом кислороде и его усвоение, %.

Количество неусвоенного кислорода:

$$\frac{692,602 \cdot 5}{100} = 34,63 \text{ кг};$$

техническим кислород также вносит азот:

$$\frac{692,602 \cdot 0,5}{100} = 3,463 \text{ кг},$$

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

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

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

$$m\{CO_2\} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{34,63}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 95,231 \text{ кг.}$$

Для этого потребуется {CO} в количестве $95,231 - 34,63 = 60,602$ кг.

На основании полученных данных составляем баланс металла окислительного периода (таблица 23 и таблица 24).

Таблица 23 – Масса и состав шлака в конце окислительного периода, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Плавленный шлак	807,5	1859,6	273,26	865,4	29,5	285,72	604,85	14	7,833	5,222	4752,82
Оксиды из металлической ванны	-	-	116,5	583,72	27,06	-	-	-	-	-	727,27
Перешло в металл	-	-	-	-745,07	-	-	-	-	-	-	-745,07
Всего	807,5	1859,6	389,76	704,01	56,52	285,72	604,85	14	7,83	5,22	4735,01
Всего, %	17,05	39,27	8,23	14,87	1,19	6,03	12,77	0,3	0,17	0,11	100

Таблица 24 – 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	407,4	-	-	333,975	73,425	0,071
O	-7,67	64,794	-	-	57,123	0,055
Si	-	-	-	-	-	-
Mn	165,9	-	90,25	22,562	53,088	0,051
P	22,146	-	-	-	10,276	0,01
S	15,96	-	-	-	15,960	0,015
Cr	121,8	-	18,514	19,488	83,798	0,081
Ni	3335,85	-	-	-	3335,85	3,212
Ti	-	-	-	-	-	-
W	67,2	-	-	-	67,2	0,065
Al	-	-	-	-	-	-
Mo	16,8	-	-	-	16,8	0,016
Cu	152,25	-	-	-	152,25	0,147
V	42	-	-	-	42	0,04
Fe	100887,234	597,502	453,993	1059,316	99953,427	96,238
Всего	105226,868	644,296	562,756	1435,341	103861,197	100,000

Суммарный материальный баланс окислительного периода:

Израсходовано, кг:	Получено, кг:
а) металла — 105226,868;	а) металла — 103861,197;
б) шлака — 4752,819;	б) шлака — 4735,012;
в) технического кислорода — 692,592, в том числе:	в) пыли — 1392,528, в том числе:
1) кислорода — 689,129 (включая неусвоенный),	1) MnO — 29,126,
2) азота — 3,463;	2) Cr ₂ O ₃ — 1,424,
г) воздуха — 721,661, в том числе:	3) FeO — 1361,978;
1) кислорода — 164,201,	г) газов — 1375,22, в том числе:
2) азота — 549,715,	1) CO — 706,625 (от окисления металла с учетом догорания до CO ₂),
3) влаги — 7,745.	2) CO ₂ — 114,164 (с учетом догорания CO),
Всего: 111393,94.	3) N ₂ — 553,568,
	4) H ₂ — 0,861.
	Всего: 111363,955.

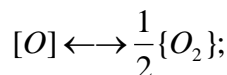
Невязка – 111393,94 – 111363,955 = 29,985 кг или $\frac{29,985}{111393,94} \cdot 100 = 0,027\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

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

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

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



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

При 1873 К:

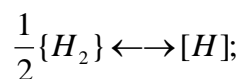
$$\lg K_o = -\frac{6119}{T} - 0,151 = -3,418;$$

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

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

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

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

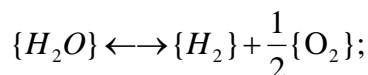


$$K_H = \frac{[H]}{p_{H_2}^{1/2}}; \quad \lg K_H = -\frac{1900}{T} - 1,497$$

При 1873 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:



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

При 1873 К:

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

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

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:

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

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

Определяем содержание водорода в металле, используя пропорцию:

$$\frac{103861,197 + x}{x} = \frac{100}{1,497 \cdot 10^{-3}},$$

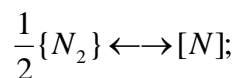
где x – искомая величина, кг;

$103861,197 + x$ – масса металла с учетом содержания водорода, кг;

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

$$x = 1,555 \text{ кг.}$$

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



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

При 1873 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:

$$\frac{103861,197 + x}{x} = \frac{100}{3,566 \cdot 10^{-9}},$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		62

где x – искомая величина, кг;

$103861,197+x$ – 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.

2.3 Обработка стали в печи–ковше

Обработка стали на установке печь–ковш является неотъемлемой частью технологии производства высококачественного металла, обеспечивая увеличение производительности сталеплавильных агрегатов, экономию энергетических и материальных затрат, включая электроэнергию, электроды, огнеупорные материалы и ферросплавы, повышение степени рафинирования стали от вредных

примесей, гомогенизацию и стабилизацию металла по температуре и химическому составу, способствует расширению сортамента стали. Печь–ковш облегчает согласование работы сталеплавильных агрегатов, так как является буферной емкостью между ними и МНЛЗ, что особенно важно при разливке стали сериями плавов, способствующей повышению выхода годного металла.

После окислительного периода из печи металл выпускают в ковш. В печи остается 10% металла (см. таблицу 23 и 24) и 99% шлака, в ковше наводят новый рафинировочный шлак из извести и плавикового шпата, в соотношении 3:1 или 4:1.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		63

Таблица 25 – Количество и состав металла в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

Элемент	Металл окислительного периода	Осталось в ДСП	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	73,425	7,343	66,083	0,071
O	57,123	5,712	51,411	0,055
Si	-	-	-	-
Mn	53,088	5,31	47,78	0,051
P	10,2755	1,028	9,248	0,01
S	15,960	1,596	14,364	0,015
Cr	83,798	8,38	75,42	0,081
Ni	3335,85	333,585	3002,265	3,212
Ti	-	-	-	-
W	67,2	6,72	60,48	0,065
Al	-	-	-	-
Mo	16,8	1,68	15,12	0,016
Cu	152,25	15,225	137,025	0,147
V	42	4,2	37,8	0,04
Fe	99953,427	9995,573	89958,085	96,238
Всего	103861,197	10386,35	93475,077	100

Таблица 26 – 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 окислительного периода	807,5	1859,6	389,76	704,01	56,52	285,72	604,85	14	7,83	5,22	4735,01
Осталось в ДСП	799,414	1841,01	385,866	696,967	55,958	282,867	598,798	13,867	7,755	5,17	4687,661
Всего	8,07	18,6	3,9	7,04	0,57	2,86	6,05	0,14	0,08	0,05	47,35
Всего, %	17,54	39,273	8,232	14,868	1,194	6,034	12,774	0,296	0,165	0,11	100

1) Раскисление шлака и металла. Предварительное легирование

а) Раскисление шлака

Для лучшего усвоения легирующих из окислов и создания восстановительной атмосферы шлак раскисляют присадками порошка кокса с массовым расходом до

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

0,5 кг/т.

Примем расход кокса 0,05 кг/т.

Расход кокса на плавку: $\frac{93475,077 \cdot 0,05}{1000} = 4,674$ кг.

Кокс внесет углерода (4): $\frac{4,674 \cdot 86,09}{100} = 4,024$ кг.

Примем, что 10% углерода кокса усваивается металлом.

Кокс внесет углерод в металл: $\frac{4,024 \cdot 10}{100} = 0,402$ кг.

Углерод на раскисление шлака: $4,024 - 0,402 = 3,621$ кг.

Образуется СО (1) $\frac{3,621 \cdot 28}{12} = 8,45$ кг.

Потребуется кислорода (2) $8,45 - 3,621 = 4,828$ кг.

Зола кокса внесет в шлак (4), кг:

$$SiO_2 = \frac{4,674 \cdot 5,84}{100} = 0,273;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{4,674 \cdot 2,40}{100} = 0,112; \text{ в пересчете на FeO (7) } - 0,123 \text{ кг.}$$

$$Al_2O_3 = \frac{4,674 \cdot 3,00}{100} = 0,14;$$

$$CaO = \frac{4,674 \cdot 5,00}{100} = 0,234;$$

$$MgO = \frac{4,674 \cdot 0,12}{100} = 0,006;$$

$$P_2O_5 = \frac{4,674 \cdot 0,04}{100} = 0,002.$$

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

Кокс внесет в металл (4), кг:

$$S = \frac{4,674 \cdot 0,6}{100} = 0,028;$$

$$P = \frac{4,674 \cdot 0,01}{100} = 0,000467.$$

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

$$\frac{4,674 \cdot 1,30}{100} = 0,061 \text{ кг CO}_2.$$

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

$$\text{Восстановится FeO } \frac{7,04 \cdot 90}{100} = 6,336 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{6,336 \cdot 16}{72} = 1,408 \text{ кг.}$$

Осталось FeO в шлаке $7,04 - 6,336 = 0,704$ кг.

Образуется Fe $6,336 - 1,408 = 4,928$ кг.

$$\text{Восстановится Cr}_2\text{O}_3 \frac{0,57 \cdot 90}{100} = 0,509 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{0,509 \cdot 48}{152} = 0,161 \text{ кг.}$$

Образуется Cr $0,509 - 0,161 = 0,348$ кг.

Осталось Cr₂O₃ в шлаке $0,57 - 0,509 = 0,057$ кг.

$$\text{Восстановится MnO } \frac{3,9 \cdot 90}{100} = 3,508 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{3,508 \cdot 16}{71} = 0,791 \text{ кг.}$$

Образуется Mn $3,508 - 0,791 = 2,717$ кг.

Осталось MnO в шлаке $3,9 - 3,508 = 0,39$ кг.

$$\text{Восстановится P}_2\text{O}_5 \frac{0,08 \cdot 90}{100} = 0,07 \text{ кг.}$$

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

Необходимо связать кислорода $\frac{0,071 \cdot 80}{142} = 0,04$ кг.

Образуется P $0,071 - 0,04 = 0,031$ кг.

Осталось P₂O₅ в шлаке $0,08 - 0,071 = 0,01$ кг.

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

FeO – 1,408;
Cr₂O₃ – 0,161;
MnO – 0,791;
P₂O₅ – 0,04;
Всего – 2,399.

Коксом связано 4,828 кг кислорода.

Следовательно, из печной атмосферы поступит кислорода:

$4,828 - 2,399 = 2,429$ кг

Таблица 27 – Количество и состав металла в ковше после раскисления, кг

Элемент	Металл в ковше	Раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	66,083	0,402	66,485	0,071
O	51,411	-	51,411	0,055
Si	-	-	-	-
Mn	47,78	2,717	50,497	0,054
P	9,248	0,031	9,279	0,01
S	14,364	0,028	14,392	0,015
Cr	75,42	0,348	75,767	0,081
Ni	3002,265	-	3002,265	3,211
Ti	-	-	-	-
W	60,48	-	60,48	0,065
Al	-	-	-	-
Mo	15,12	-	15,12	0,016
Cu	137,025	-	137,025	0,147
V	37,8	-	37,8	0,04
Fe	89958,085	4,928	89963,013	96,234
Всего	93475,077	8,455	93483,532	100

Таблица 28 – Количество и состав шлака в ковше после раскисления, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Шлак в ковше	8,07	18,6	3,9	7,04	0,57	2,86	6,05	0,14	0,08	0,05	47,35
Раскисление	0,273	0,234	-	-	-	0,14	0,006	0	-0,07	0	-9,648
Всего	8,348	18,83	0,39	0,827	0,057	2,997	6,054	0,14	0,008	0,052	37,703
Всего, %	22,141	49,943	1,034	2,194	0,15	7,95	16,057	0,371	0,21	0,139	100

б) Предварительное легирование

После раскисления шлака в металле при содержании углерода 0,071% содержится 0,055% или 51,411 кг кислорода.

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

Для расчета количества вводимых легирующих необходимо примерно спрогнозировать массу металла в конце плавки.

Для этого примерно рассчитаем необходимую массу легирующих:

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

где m_i – масса легирующего компонента, кг;

m_{Me} – масса металла, кг;

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

Прогнозируем массу металла в конце плавки, кг:

$$m_{Si} = \frac{93483,532 \cdot (1,05 - 0)}{100} = 981,577;$$

$$m_{Mn} = \frac{93483,532 \cdot (0,95 - 0,054)}{100} = 837,597;$$

$$m_{Cr} = \frac{93483,532 \cdot (0,95 - 0,081)}{100} = 812,327;$$

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

$$m_{Me\text{прогн}} = \sum m_i + m_{Me} = 981,577 + 837,597 + 812,327 + 93483,532 = 96115,033 \text{ кг.}$$

Для более точного расчета массы легирующих используем формулу:

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

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

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

$$\frac{96115,033 \cdot (1,05 - 0)}{65} = 1552,627 \text{ кг или } \frac{65 \cdot 1552,627}{100} = 1009,208 \text{ кг кремния.}$$

При этом 20% кремния и 100% алюминия переходит в шлак, а 80% кремния и остальные элементы в виду их малого количества перейдут в металл.

$$\text{Выгорает } \frac{1009,208 \cdot 20}{100} = 201,842 \text{ кг кремния и } \frac{1552,627 \cdot 2}{100} = 31,053 \text{ кг алюминия.}$$

$$\text{Это количество кремния свяжет кислорода } \frac{201,842 \cdot 32}{28} = 230,676 \text{ кг; алюминий свяжет } \frac{31,053 \cdot 48}{54} = 27,602 \text{ кг кислорода.}$$

$$\text{При этом образуется и перейдет в шлак: } \frac{201,842 \cdot 60}{28} = 432,518 \text{ кг SiO}_2 \text{ и } \frac{31,053 \cdot 102}{54} = 58,655 \text{ кг Al}_2\text{O}_3.$$

ФС65 внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{1552,627 \cdot 80 \cdot 65}{100 \cdot 100} = 807,366;$$

$$Mn = \frac{1552,627 \cdot 0,4}{100} = 6,211;$$

$$P = \frac{1552,627 \cdot 0,05}{100} = 0,776;$$

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

$$S = \frac{1552,627 \cdot 0,02}{100} = 0,311;$$

$$Cr = \frac{1552,627 \cdot 0,4}{100} = 6,211;$$

$$Fe = \frac{1552,627 \cdot 32,13}{100} = 498,859.$$

Хром. Определяем расход высокоуглеродистого ферромарганца ФХ100 (12):

$$\frac{96115,033 \cdot (0,95 - 0,081)}{72,5} = 1152,991 \text{ кг.}$$

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

$$\text{Выгорает } \frac{1152,991 \cdot 1,45 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 3,341 \text{ кг кремния.}$$

$$\text{Это количество свяжет кислорода } \frac{3,341 \cdot 32}{28} = 3,818 \text{ кг.}$$

$$\text{При этом образуется и перейдет в шлак: } \frac{3,341 \cdot 60}{28} = 7,159 \text{ кг SiO}_2.$$

Феррохром внесет в металл, кг:

$$C = \frac{1152,991 \cdot 0,95}{100} = 10,944;$$

$$Si = \frac{1152,991 \cdot 1,45 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 13,363;$$

$$P = \frac{1152,991 \cdot 0,02}{100} = 0,23;$$

$$S = \frac{1152,991 \cdot 0,02}{100} = 0,23;$$

$$Cr = \frac{1152,991 \cdot 72,5}{100} = 835,193;$$

$$Fe = \frac{1152,991 \cdot 25,06}{100} = 288,689.$$

Марганец. Определяем расход высокоуглеродистого ферромарганца ФМн78

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

(12):

$$\frac{96115,033 \cdot (0,65 - 0,054)}{78} = 734,397 \text{ кг.}$$

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

Выгорает $\frac{734,397 \cdot 6 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 8,813$ кг кремния.

Это количество свяжет кислорода $\frac{8,813 \cdot 32}{28} = 10,072$ кг.

При этом образуется и перейдет в шлак: $\frac{8,813 \cdot 60}{28} = 18,884$ кг SiO_2 .

ФМн78 внесет в металл, кг:

$$C = \frac{734,397 \cdot 7}{100} = 51,408;$$

$$Si = \frac{734,397 \cdot 6 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 35,251;$$

$$P = \frac{734,397 \cdot 0,05}{100} = 0,367;$$

$$S = \frac{734,397 \cdot 0,02}{100} = 0,147;$$

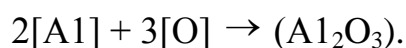
$$Mn = \frac{734,397 \cdot 78}{100} = 572,83;$$

$$Fe = \frac{734,397 \cdot 8,93}{100} = 65,582.$$

в) Окончательное раскисление стали

Для окончательного раскисления металла используем алюминий. Необходимо понизить количество до 0,005% $\left(\frac{0,005 \cdot 96115,033}{100} = 4,806 \text{ кг} \right)$ т.е. связать:

$$51,408 - 4,806 = 46,605 \text{ кг,}$$



									Лист
									71
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				

Для этого потребуется алюминия $\frac{46,605 \cdot 54}{48} = 52,431$ кг.

Во время раскисления металла образуется и переходит в шлак Al_2O_3 :

$$\frac{52,431 \cdot 102}{54} = 99,035 \text{ кг.}$$

С учетом остаточного содержания алюминия в металле 0,02% $\left(\frac{0,02 \cdot 96115,033}{100} = 19,223 \text{ кг}\right)$ общий расход алюминия для раскисления металла принимаем равным $19,223 + 52,431 = 71,654$ кг.

Чтобы внести такое количество алюминия необходимо использовать А97, кг:

$$\frac{71,654 \cdot 100}{99,98} = 71,668;$$

А97 также внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{71,654 \cdot 0,01}{100} = 0,007;$$

$$Fe = \frac{71,654 \cdot 0,01}{100} = 0,007.$$

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:

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

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

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

Откуда следует, что масса извести, кг,

$$m_{изв} = \frac{4 \cdot m_{(SiO_2)_{п.шл}} - m_{(CaO)_{п.шл}}}{\frac{CaO_{изв}}{100} - 4 \cdot \frac{SiO_{2изв}}{100}},$$

(13)

Лист

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

72

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

где $\text{CaO}_{\text{изв}}$, $\text{SiO}_{2\text{изв}}$ – содержание CaO и SiO_2 в извести (см. таблицу 4), %.

Тогда масса извести по формуле (13):

$$m_{\text{изв}} = \frac{4 \cdot (8,404 + 432,527 + 7,159 + 18,885) - 21,35}{\frac{86}{100} - 4 \cdot \frac{1,8}{100}} = 2232,857 \text{ кг.}$$

Известь внесёт в шлак (4), кг:

$$\text{CaO} = \frac{88 \cdot 2232,857}{100} = 1964,914;$$

$$\text{SiO}_2 = \frac{1,3 \cdot 2232,857}{100} = 29,027;$$

$$\text{MgO} = \frac{2 \cdot 2232,857}{100} = 44,657;$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{0,8 \cdot 2232,857}{100} = 17,863;$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = \frac{0,2 \cdot 2232,857}{100} = 4,47, \text{ в пересчете на FeO (5) – 4,21.}$$

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

$$\frac{7,7 \cdot 2232,857}{100} = 171,93 \text{ кг CO}_2.$$

б) Расчет компонентов, вносимых плавиковым шпатом.

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

$$m_{\text{пл.шп}} = \frac{2232,857}{4} = 558,214 \text{ кг.}$$

Плавиковый шпат внесёт в шлак (4), кг:

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

$$CaO = \frac{0,5 \cdot 558,214}{100} = 2,791;$$

$$SiO_2 = \frac{3,6 \cdot 558,214}{100} = 20,096;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 558,214}{100} = 1,116;$$

$$CaF_2 = \frac{94 \cdot 558,214}{100} = 524,721;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{1,5 \cdot 558,214}{100} = 8,373, \text{ в пересчете на FeO (5) – 8,117.}$$

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

$$\frac{0,2 \cdot 558,214}{100} = 1,116 \text{ кг CO}_2.$$

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

$$SiO_2 - 458,561;$$

$$Al_2O_3 - 58,655.$$

г) Расчет компонентов, вносимых футеровкой печи – ковша.

Выбираем футеровку печи – ковша, изготовленную из магнезитохромитового кирпича.

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

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

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

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

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

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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		74

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

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

$$Fe_2O_3 = \frac{42,222 \cdot 11,5}{100} = 4,856,$$

в пересчете на FeO (5) – 4,370.

3) Десульфурация стали шлаком

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

Таблица 29 – Количество и состав металла во время десульфурации, кг

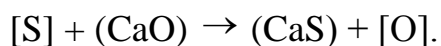
Элемент	Металл после раскисления шлака	Легирование и раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	66,485	62,352	128,837	0,133
O	51,411	-46,605	4,806	0,005
Si	-	855,988	855,988	0,886
Mn	50,5	579,04	629,537	0,651
P	9,28	1,374	10,653	0,011
S	14,4	0,688	15,08	0,016
Cr	75,77	841,404	917,171	0,949
Ni	3002,256	-	3002,265	3,106
Ti	-	-	-	-
W	60,48	-	60,48	0,063
Al	-	19,223	19,223	0,02
Mo	15,12	-	15,12	0,016
Cu	137,025	-	137,025	0,142
V	37,8	-	37,8	0,039
Fe	89963	853,13	90816,142	93,964
Всего	93483,53	3166,593	96650,125	100,000

Таблица 30 – Количество и состав шлака десульфурации, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	CaF ₂	Σ
Шлак после раскисления	8,348	18,83	0,39	0,827	0,057	2,997	6,054	0,14	0,008	0,052	37,703	8,348
Известь	29,027	1964,914	-	4,21	-	17,863	44,657	-	-	-	-	2060,671
Плавленый шпат	20,096	2,791	-	8,117	-	1,116	-	-	-	-	524,721	556,842
Продукты раскисления	458,561	-	-	-	-	58,655	-	-	-	-	-	517,216
Футеровка	2,744	0,844	-	4,37	4,222	1,689	27,867	-	-	-	-	41,736
Всего	518,78	1987,38	0,39	17,52	4,28	82,32	78,58	0,14	0,01	0,05	562,42	3251,87
Всего, %	15,95	61,11	0,01	0,54	0,13	2,53	2,42	-	-	-	17,3	100

Полученный шлак имеет высокое содержание CaO, низкое содержание оксидов железа и хрома, содержит более 10% фторида кальция. Такой шлак обладает значительной десульфураторной способностью. Благодаря этому, а также интенсивному перемешиванию металла и шлака вдуваемым аргоном, уже через 4...6 минут коэффициент распределения серы между шлаком и металлом достигает больших значений.

Реакция удаления серы в печи – ковше имеет вид:



Конечное содержание серы в металле определяется выражением:

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

где λ – кратность шлака, %;

L_s – коэффициент распределения серы между шлаком и металлом;

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					76

$$\lambda = \frac{3254,08}{96652,282} \cdot 100 = 3,365\%$$

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 $T=1873K$:

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

$$\lg f_o = -0,20 \cdot 0,005 - 0,45 \cdot 0,133 - 0,131 \cdot 0,886 - 0,021 \cdot 0,651 + 0,07 \cdot 0,011 - 0,133 \cdot 0,016 - 0,04 \cdot 0,949 + 0,006 \cdot 3,106 + 0,0085 \cdot 0,02 + 0,0035 \cdot 0,063 - 0,3 \cdot 0,142 - 0,013 \cdot 0,039 - 3,9 \cdot 0,016 = -0,302;$$

$$f_o = 0,499;$$

$$a_o = f_o \cdot [\%O] = 0,499 \cdot 0,005 = 0,0025;$$

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

$$\lg f_s = -0,028 \cdot 0,016 + 0,11 \cdot 0,133 + 0,063 \cdot 0,886 - 0,026 \cdot 0,651 + 0,29 \cdot 0,005 - 0,27 \cdot 0,005 - 0,011 \cdot 0,886 + 0,0097 \cdot 0,651 + 0,0027 \cdot 0,02 - 0,016 \cdot 0,063 - 0,0084 \cdot 0,142 + 0,035 \cdot 0,016 = 0,072$$

$$f_s = 1,18$$

$$\text{Тогда } \lg L_s = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{61,08 + 0,05 \cdot 2,42}{15,94 + 0,6 \cdot 2,53} - \lg(0,0025) + 0,072 = 2,912;$$

$$L_s = 816,402.$$

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

$$[S]_x = \frac{100 \cdot 0,016 + 3,367 \cdot 0,002}{100 + 816,402 \cdot 3,367} = 0,0006.$$

Определяем количество удалившейся серы по пропорции:

$$\frac{96650,125 - x}{15,08 - x} = \frac{100}{0,0006},$$

где x – искомая величина, кг;
 $96650,125 - x$ – масса металла с учетом окисления серы, кг;
 $15,08 - x$ – масса серы в металле с учетом окисления, кг;
 $0,0006$ – содержание серы в металле, %,

$$x = 14,548 \text{ кг.}$$

4) Доведение стали до заданного химического состава

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

Количество и состав металла перед подачей на разливку приведены в таблице 31.

Таблица 31 – Баланс металла после доводки и десульфурации, кг

Элемент	Металл до десульфурации	Десульфурация	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	128,8365	-	128,837	0,1
O	4,806	-	4,806	-
Si	855,99	-	856,007	0,9
Mn	629,54	-	629,551	0,7
P	10,653	-	10,653	-
S	15,08	-14,548	0,532	-
Cr	917,191	-	917,191	0,9
Ni	3002,265	-	3002,265	3,1
Al	19,223	-	19,223	-
W	60,48	-	60,48	0,1
Mo	15,12	-	15,12	-
Cu	137,025	-	137,025	0,1
V	37,8	-	37,8	-
Fe	90816,14	-	90816,14	94
Всего	96650,126	-14,548	96635,577	100

Видно, что химический состав стали полностью соответствует заданному и не нуждается в корректировке. Окончательный состав шлака восстановительного периода представлен в таблице 32.

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

Таблица 32 – Масса и состав конечного шлака, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	CaF ₂	Σ
Шлак до десульфурации	518,78	1987,38	0,39	17,52	4,28	82,32	78,58	0,14	0,01	0,05	562,42	3251,87
Десульфурация	-	-	-	-	-	-	-	-	-	14,548	-	14,548
Всего	518,78	1987,38	0,39	17,52	4,28	82,32	78,58	0,14	0,01	14,6	562,42	3266,417
Всего, %	15,882	60,843	0,012	0,536	0,131	2,52	2,406	0,004	-	0,447	17,218	100

Суммарный материальный баланс восстановительного периода:

Израсходовано, кг:

- а) металла — 103861,197;
- б) шлака — 4735,01;
- в) футеровки ковша — 42,222;
- г) шлакообразующих — 2791,071, в

том числе:

- 1) извести — 2232,857,
- 2) плавикового шпата — 558,214;
- д) легирующих и раскислителей — 3515,171, в том числе:

- 1) А97 — 71,668,
- 2) ФС65 — 1552,627,
- 3) ФМн78 — 734,397,
- 4) ФХ100 — 1152,991,
- 5) кокса — 4,488;

е) кислорода на окисление кокса, кремния и алюминия — 274,598.

Всего: 115219,271.

Получено, кг;

а) металла — 107021,697, в том

числе:

- 1) в ДСП — 10386,12,
- 2) в ковше — 96635,577;
- б) шлака — 7954,079, в том числе:

- 1) в ДСП — 4687,661,
- 2) в ковше — 3266,417;

в) газов — 181,557, в том числе:

- 1) СО₂ (известь) — 171,93,
- 2) СО₂ (плавиковый шпат) — 1,116,
- 3) СО₂ (кокс) — 0,061,
- 4) СО (кокс) — 8,45.

Всего: 115157,333.

Невязка — $115219,271 - 115157,333 = 61,938$ кг или $\frac{69,938}{115219,271} \cdot 100 = 0,054\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
						79
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Суммарный материальный баланс плавки:

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

- 1) Отходов Б - 4 — 84000;
 - 2) У - 13 — 21000;
 - 3) ФМн78 — 734,397;
 - 4) ФХ100 — 1151,991;
 - 5) ФС65 — 1552,627;
 - 6) А97 — 71,668;
 - 7) кокса — 4,708;
 - 8) извести (суммируется по всем периодам) — 4332,857;
 - 9) плавикового шпата — 558,214;
 - 10) футеровки печи — 588,365;
 - 11) футеровки печи-ковша — 42,222;
 - 12) руды — 5222,187;
 - 13) газов (суммируется по всем периодам) — 3132,173.
- Всего: 122391,41.

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

- 1) металла (в ковше и в ДСП) — 107021,697;
 - 2) шлака в ДСП — 4687,661;
 - 3) шлака печи-ковша — 3266,417;
 - 4) пыли, уносимой газами (суммируется по всем периодам) — 3575,128;
 - 5) газов (суммируются по всем периодам) — 4128,849.
- Всего: 122679,753.

Невязка — $122679,753 - 122391,41 = 288,343$ кг или $\frac{288}{122679,753} \cdot 100 = 0,235\%$.

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

3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

Поры и пузыри. Внешний вид.

Дефект имеет вид локального или группового вспучивания поверхностного слоя металла (1-3), образующегося из-за повышенного местного загрязнения металла неметаллическими включениями или газами. Может иметь различную форму: полосы (3) округлую, овальную (1,4,6), чечевицеобразную (5) . Дефект может вскрываться (4-8).

При нагреве и охлаждении заготовок, загрязненных скоплениями неметаллических включений или газами, располагающимися вблизи поверхности, тонкие пленки металла, изолированные плохо проводящими тепло прослойками неметаллических включений, быстрее нагреваются и охлаждаются, и, вследствие, неоднородного термического расширения, отделяются от основного металла с образованием вздутий, соответствующих по форме залегающим неметаллическим включениям.

Факторы, способствующие возникновению дефекта.

Наличие в подповерхностных слоях заготовки грубых скоплений неметаллических включений или пор, может быть вызвано:

- размывом огнеупоров;
- затягиванием шлака при низком уровне металла в промежуточном ковше;
- захватом шлаковой смеси струей металла при нестабильной разливке;
- несоблюдением технологий внепечной обработки металла;
- вторичным окислением металла.

Наличие газов может быть вызвано:

- повышенным содержанием водорода в металле;
- повышенным расходом аргона для защиты металла от вторичного окисления;
- повышенной влажностью ШОС.

Меры предупреждения и способы устранения:

- в прокатном производстве предупредить невозможно;
- следить за состоянием огнеупоров;
- соблюдать технологию разливки и раскисления металла;
- защищать металл при разливке от вторичного окисления;
- применять качественные технологичные шлаковые смеси;
- тщательно проводить внепечную обработку металла;
- использовать воздушносушие ферросплавы;
- использовать ШОС с влажностью соответствующей требованиям;
- расход аргона на защиту устанавливать в соответствии с требованиями;

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

- вырезка и поверхностная зачистка дефектных участков при условии соблюдения размеров [19].

На рисунке 7 представлены различные дефекты вздутия, пузыряей в готовом сплаве.

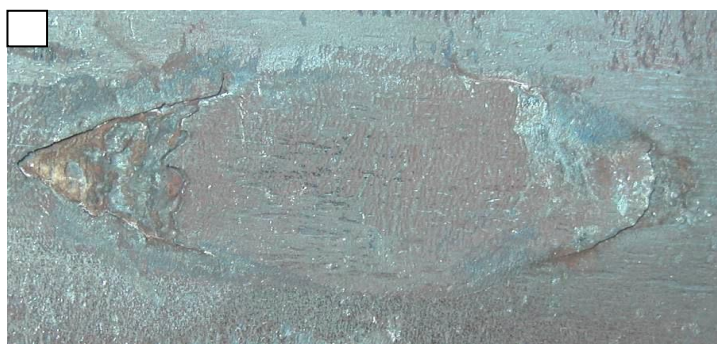
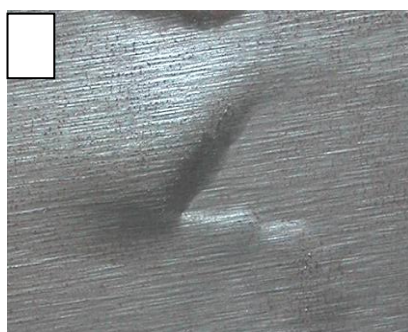
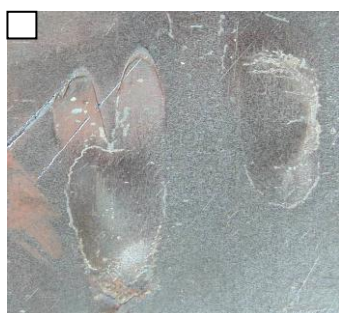


Рисунок 7 – Пузыри (вздутие)

4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

В таблице 33 представлен аналог марки сплава сталь 10 по всему миру.

Таблица 33 – Зарубежный аналог марки стали 10

Зарубежные аналоги марки Стали 10	
США	1010, 1012, 1110, C1010, Gr.A, M1010, M1012
Германия	1.0301, 1.0305, 1.0308, 1.1121, C10, C10E, Ck10, St35, ST35-8
Япония	S10C, S12C, S9CK, SASM1, STB340, STKM340, SWMR
Франция	AF34, AF34C10, C10, C10RR, XC10
Англия	040A10, 040A12, 045M10, 10CS, 10HS, 1449-10CS, CFS3, CS10
Евросоюз	1.1121, 2C10, C10, C10D, C10E
Италия	1C10, 2C10, C10, C14, Fe360
Испания	F.1511
Китай	10
Швеция	1233, 1265
Болгария	10
Венгрия	C10
Польша	10, K10, R35
Румыния	OLC10
Чехия	11353, 12010, 12021
Швейцария	C10

Шахтная дуговая сталеплавильная печь в Германии.

Шахтная дуговая печь конструкции фирмы Fuchs Systemtechnik создана на базе обычной дуговой печи переменного тока, объем которой увеличен с помощью, так называемой, шахты, устанавливаемой над сводом печи.

На рисунке 8 представлена конструкция данной печи.

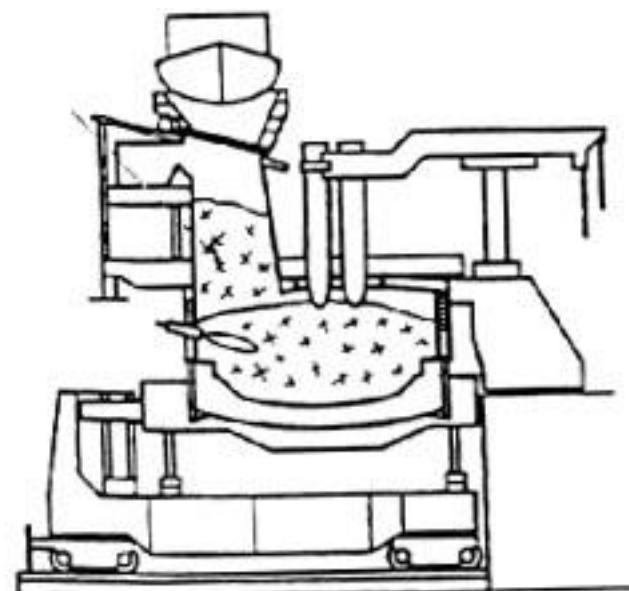


Рисунок 8 – Схема шахтной дуговой сталеплавильной печи в Германии

Шахта, через которую загружают в печь 60 % шихты, может отводиться в сторону для загрузки остальной шихты в печь, Сечение шахты 2,4х6 м позволяет загружать стандартный "европейский" лом в кусках длиной до 1,5 м и массой до 400 кг. Лом подогревается в шахте печи за счет теплоты отходящих газов и с помощью газокислородных горелок мощностью по 4 МВт каждая, встроенных в нижней части шахты.

Корпус, свод и шахта печи оснащены водоохлаждаемыми элементами. Печь оборудована специальными соплами для подачи кислорода с целью дожигания технологических газов, встроенными в стены печи.

Крупногабаритные куски, пакеты и стружка не предназначены для подогрева и загружаются первой корзиной в ванну печи. Двумя последующими корзинами загружают через шахту смесь среднегабаритного лома и продукции шреддерной установки. После загрузки первой корзины в шахту начинается процесс расплавления шихты в ванне с помощью дуг и топливно – кислородных горелок. Одновременно идет подогрев лома в шахте отходящими газами и горелками. Как только лом в зоне рабочего окна нагреется до необходимой температуры, в работу вводится манипулятор подачи кислорода и угольной пыли. По расплавлению всей шихты, достижении заданной температуры и состава металла начинается операция по выпуску стали. В печи оставляют часть металла и шлака. Продолжительность работы под током 35 – 40 мин., продолжительность подготовительных операций – до 15 мин.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Лист

84

5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

Для модернизации производства на ПАО «Ашинский метзавод» можно предложить использование таких газоочисток как скрубберы Вентури, относящиеся к аппаратам мокрого типа.

Основной принцип работы таких газоочисток – захват улавливаемых частиц пыли жидкостью, которая уносит их из аппарата в виде шлама.

Достоинства таких газоочисток:

- простота конструкции;
- надежность в эксплуатации;
- невысокая стоимость;
- малые габариты (по сравнению с газоочисткой на ПАО «Ашинский метзавод»);
- очистка газов, имеющих высокую температуру и повышенную влажность.

В зависимости от способа диспергирования жидкости газоочистки делятся на три типа:

- форсуночные скрубберы (диспергирование жидкости происходит через форсунки с помощью энергии насоса);
- скрубберы Вентури (дробление жидкости происходит за счет энергии турбулентного газового потока);
- динамические газопромыватели с разбрызгиванием жидкости вращающимся ротором.

Рассмотрим скрубберы Вентури подробнее.

Данные газоочистки включают в себя трубу Вентури 1, инерционный пыле- и брызгоуловитель 2 и центробежный каплеуловитель 3 (рисунок 9). Труба Вентури состоит из конфузора 4, горловины 5 и диффузора 6. В конфузоре вследствие постепенного уменьшения сечения растет скорость газового потока; в нем осуществляется также и орошение газа жидкостью с помощью форсунок 9.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
						85
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

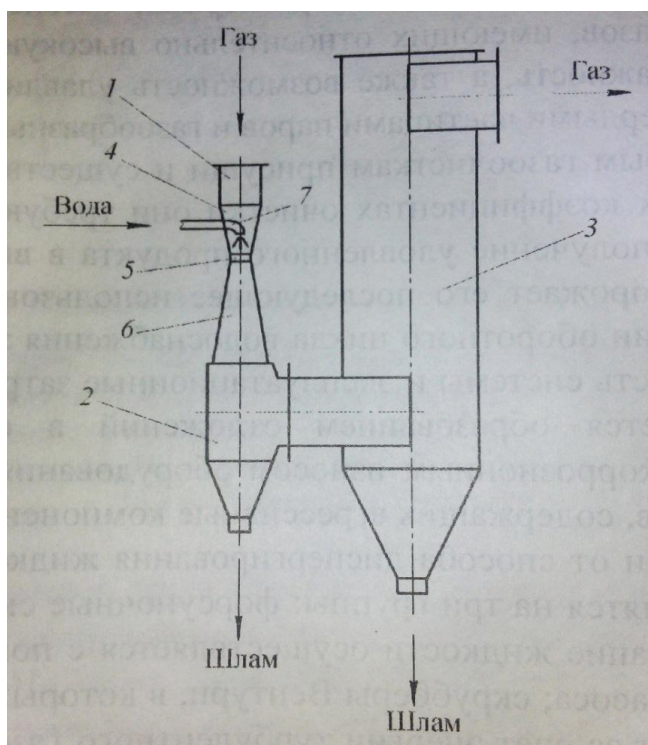


Рисунок 9 – Схема Скруббера Вентури

В горловине газ приобретает наибольшую скорость. Под воздействием высокоскоростного турбулентного газового потока вода дробится на мельчайшие капли, которые интенсивно перемешиваются с частицами пыли, сталкиваются с ними и укрупняют их. С увеличением числа капель воды возрастают вероятность их столкновения с частицами пыли и эффективность процесса коагуляции. Чтобы мельчайшие частицы воды не испарялись и тем самым не ухудшали условия коагуляции, температура газов, поступающих в трубу Вентури, не должна превышать 250 °С. При необходимости очистки газов с более высокой температурой без предварительного их охлаждения перед очисткой увеличивают расход воды на орошение.

Удельный расход воды в трубе Вентури для условий электросталеплавильного производства составляет обычно 0,9...1,0 л/м³ [11.63].

Воду подают в горловину по оси трубы через одну или несколько форсунок, расположенных в выходной части конфузора.

В инерционном пыле- и брызгоуловителе происходит частичное осаждение пыли и капель воды, которые удаляются из него в виде шлама [11.31]. В каплеуловителе благодаря тангенциальному подводу газа смоченные и укрупненные частицы пыли отбрасываются на периодически орошаемые водой стенки и непрерывно удаляются из каплеуловителя в виде шлама.

Скрубберы Вентури надежны в работе и обеспечивают очистку дымовых газов до запыленности 50 мг/м³ в широком диапазоне начальной концентрации пыли в газе от 0,05 до 100 г/м³ [18].

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Лист

86

6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКИ БЕЗОПАСНОСТИ

6.1 Общие требования охраны труда

К работе в отделение непрерывной разливки стали допускаются лица, достигшие 18 летнего возраста, прошедшие медицинское освидетельствование, инструктаж по охране труда, усвоившие безопасные приемы работы и требования технологических инструкций, обученные по профессии.

Во избежание несчастных случаев передвигаться по территории предприятия и цеха необходимо по тротуарам, дорожкам, мостам и переходам, специально предназначенным для пешеходного движения.

Для защиты от вредных и опасных для здоровья факторов персоналу цеха выдают личные средства защиты (спецодежда, обувь, каска, защитные очки, респираторы и т.п.). Так же для защиты от высокой температуры и жидких расплавов ставятся ограждения (тепловые экраны, перила и т.п.).

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

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

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

Работники, эксплуатирующие электротехнические установки, электрифицированные машины и механизмы, работающие с электроинструментом, производящие уборку помещений, электроустановок и т.п. должны знать и выполнять требования инструкции по охране труда для неэлектрического персонала [20].

6.2 Анализ опасных производственных факторов

Опасным считается такой фактор среды, который при однократном кратковременном воздействии может привести к травме или гибели человека.

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

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

6.3 Анализ вредных производственных факторов

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

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

1) Вредные условия труда 1 степени - условия труда, при которых на работника воздействуют вредные и (или) опасные производственные факторы, после воздействия которых измененное функциональное состояние организма работника восстанавливается, как правило, при более длительном, чем до начала следующего рабочего дня (смены), прекращении воздействия данных факторов, и увеличивается риск повреждения здоровья;

2) Вредные условия труда 2 степени - условия труда, при которых на работника воздействуют вредные и (или) опасные производственные факторы, уровни воздействия которых способны вызвать стойкие функциональные изменения в организме работника, приводящие к появлению и развитию начальных форм профессиональных заболеваний или профессиональных заболеваний легкой степени тяжести (без потери профессиональной трудоспособности), возникающих после продолжительной экспозиции (пятнадцать и более лет);

3) Вредные условия труда 3 степени - условия труда, при которых на работника воздействуют вредные и (или) опасные производственные факторы, уровни воздействия которых способны вызвать стойкие функциональные изменения в организме работника, приводящие к появлению и развитию профессиональных заболеваний легкой и средней степени тяжести (с потерей профессиональной трудоспособности) в период трудовой деятельности;

4) Вредные условия труда 4 степени - условия труда, при которых на работника воздействуют вредные и (или) опасные производственные факторы, уровни воздействия которых способны привести к появлению и развитию тяжелых форм профессиональных заболеваний (с потерей общей трудоспособности) в период трудовой деятельности [21].

6.4 Запыленность и загазованность в производственном помещении, их влияние на деятельность человека

Одним из широко распространенных неблагоприятных факторов, оказывающих негативное влияние на здоровье работников, является производственная пыль. Целый ряд технологических процессов сопровождается образованием мелкораздробленных частиц твердого вещества (пыль), которые попадают в воздух производственных помещений и более или менее длительное время находятся в нем во взвешенном состоянии.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		88

Пылеобразование происходит при дроблении, размоле, перетирке, шлифовке, сверлении, фасовке, упаковке, переработке сельхозпродукции, складской обработке грузов, погрузочно-разгрузочных операциях, транспортировке. Пыль образуется также в результате конденсации паров тяжелых металлов и других веществ.

Большая запыленность воздуха встречается в рудниках, на шахтах, фарфоро-фаянсовом производстве, цементных и литейных заводах, в цехах обработки металла, на оптовых базах, складах сыпучих товаров и сельхозпродуктов.

Производственной пылью называют взвешенные в воздухе, медленно оседающие твердые частицы размерами от нескольких десятков до долей мкм. Многие виды производственной пыли представляют собой аэрозоль, т. е. дисперсную систему, в которой дисперсной средой является воздух, а дисперсной фазой – твердые пылевые частицы.

По размеру частиц (дисперсности) различают видимую пыль размером более 10 мкм, микроскопическую – от 0,25 до 10 мкм и ультрамикроскопическую – менее 0,25 мкм.

Согласно общепринятой классификации все виды производственной пыли подразделяются на органические, неорганические и смешанные. Первые, в свою очередь, делятся на пыль естественного (древесная, хлопковая, льняная, шерстяная и др.) и искусственного (пыль пластмасс, резины, смол и др.) происхождения, а вторые – на металлическую (железная, цинковая, алюминиевая и др.) и минеральную (кварцевая, цементная, асбестовая и др.) пыль. К смешанным видам пыли относят каменноугольную пыль, содержащую частицы угля, кварца и силикатов, а также пыли, образующиеся в химических и других производствах.

Специфика качественного состава пыли предопределяет возможность и характер ее действия на организм человека. Определенное значение имеют форма и консистенция пылевых частиц, которые в значительной мере зависят от природы исходного материала.

Так, длинные и мягкие пылевые частицы легко осаждаются на слизистой оболочке верхних дыхательных путей и могут стать причиной хронических трахеитов и бронхитов. Степень вредного действия пыли зависит также от ее растворимости в тканевых жидкостях организма. Большая растворимость токсической пыли усиливает и ускоряет ее вредное влияние.

Неблагоприятное воздействие пыли на организм может быть причиной возникновения заболеваний. Обычно различают специфические (пневмокониозы, аллергические болезни) и неспецифические (хронические заболевания органов дыхания, заболевания глаз и кожи) пылевые поражения. Среди специфических профессиональных пылевых заболеваний большое место занимают пневмокониозы – болезни легких, в основе которых лежит развитие склеротических и связанных с ними других изменений, обусловленных отложением различного рода пыли и последующим ее взаимодействием с легочной тканью.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		89

Среди различных пневмокониозов наибольшую опасность представляет силикоз, связанный с длительным вдыханием пыли, содержащей свободную двуокись кремния (510).

Силикоз – это медленно протекающий хронический процесс, который, как правило, развивается только у лиц, проработавших несколько лет в условиях значительного загрязнения воздуха кремниевой пылью. Однако в отдельных случаях возможно более быстрое возникновение и течение этого заболевания, когда за сравнительно короткий срок (2–4 года) процесс достигает конечной, терминальной стадии.

Производственная пыль может оказывать вредное влияние и на верхние дыхательные пути. Установлено, что в результате многолетней работы в условиях значительного запыления воздуха происходит постепенное истончение слизистой оболочки носа и задней стенки глотки. При очень высоких концентрациях пыли отмечается выраженная атрофия носовых раковин, особенно нижних, а также сухость и атрофия слизистой оболочки верхних дыхательных путей. Развитию этих явлений способствуют гигроскопичность пыли и высокая температура воздуха в помещениях. Атрофия слизистой оболочки значительно нарушает защитные (барьерные) функции верхних дыхательных путей, что, в свою очередь, способствует глубокому проникновению пыли, т. е. поражению бронхов и легких.

Производственная пыль может проникать в кожу и в отверстия сальных и потовых желез. В некоторых случаях может развиваться воспалительный процесс. Не исключена возможность возникновения язвенных дерматитов и экзем при воздействии на кожу пыли хромо-щелочных солей, мышьяка, меди, извести, соды и других химических веществ. Действие пыли на глаза вызывает возникновение конъюнктивитов [21].

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		90

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В выпускной квалификационной работе приведён химический состав и рассмотрены особенности стали 10. Проведён анализ технологии выплавки стали на предприятии ПАО «Ашинский метзавод». Изучена технология выплавки данной марки стали по схеме ДСП «Consteel» → сталеразливочный ковш → печь-ковш → МНЛЗ. Произведён расчёт материального баланса плавки, невязка суммарного материального баланса составила 0,235%. Приведены зарубежные аналоги производства стали 10 по всему миру, а также дефекты данной марки стали в готовой продукции.

Была проанализирована система газоочистки, ее работа в условиях предприятия ПАО «Ашинский метзавод». Также были предложены возможные пути модернизации системы газоочистки на предприятии ПАО «Ашинский метзавод».

Электроплавка, как одна из разновидностей электронагрева, развивалась в нашей стране в прошедший период главным образом в связи с возрастающими потребностями в высококачественном металле, получение которого в других агрегатах было либо невозможно, либо неэкономично.

К основным преимуществам электроплавки следует отнести:

- 1) применение высокотемпературного источника энергии;
- 2) исключение смешивания технологических газов с продуктами сгорания топлива, что позволяет работать в вакууме или защитной атмосфере при резком уменьшении выброса газов в атмосферу;
- 3) резкое сокращение в электроплавке расхода ферросплавов (из-за уменьшения угара хрома, марганца и особенно ванадия и кремния);
- 4) облегчение управлением выделения тепла, что позволяет значительно сократить тепловые потери и повысить термический к. п. д. печей;
- 5) улучшение условий труда обслуживающего персонала;
- 6) снижение себестоимости и уменьшение капитальных затрат.

В последние годы для очистки газов ДСП от пыли широко применяются тканевые рукавные фильтры, к которым относится система газоочистки на ПАО «Ашинский метзавод».

Наиболее эффективными и применяющимися в настоящее время на всех вновь строящихся ДСП являются рукавные фильтры с импульсной регенерацией. Главная особенность этого фильтра – отсутствие запорно-разгрузочных устройств на его бункерах.

Длительный опыт эксплуатации рукавных фильтров с импульсной регенерацией показал их высокую эффективность. На отдельных предприятиях за рубежом рукавные фильтры обеспечивают очистку отходящих газов ДСП до запыленности 2...5 мг/м³.

						22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			91

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Рябов, А.В. Расчёт процесса электроплавки: Учебное пособие / А.В. Рябов, И.В. Чуманов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. – 175с.
- 2 Чуманов, И.В. Внепечная обработка стали: Учебное пособие / И.В. Чуманов, А.В.Рябов – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2002. - 43с.
- 3 Очагова, И.Г. Новости чёрной металлургии за рубежом / И.Г. Очагова, С.З.Афонин – выпуск №6 (48) 2005. - 116с.
- 4 Дюдкин, Д.А. Производство стали на агрегате ковш – печь / С.Ю.Бать, С.Е.Гринберг, С.Н. Маринцев – Донецк: ООО «Юго – Восток, Лтд», 2003. - 300с.
- 5 Кудрин, В.А. Внепечная обработка чугуна и стали – М.: Металлургия, 2001. – 336с.
- 6 Технологическая инструкция по разливке стали на МНЛЗ. ПАО «АМЗ», 2005. – 72с.
- 7 Зиньковский, М.М. Безопасность производственных процессов в черной металлургии – М.: Металлургия, 2002. – 480с.
- 8 Сорокин, В.Г. Марочник сталей и сплавов / А.В. Волоснякова, С.А. Вяткин и др.; Под общ. ред. В.Г. Сорокина. – М.: Машиностроение, 1999. – 640с.
- 9 Рябов, А.В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах: Учебное пособие / И.В. Чуманов, М.В. Шишимиров. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2007. – 188с.
- 9 Ю.А. Гудим, И.Ю. Зинуров, А.Д. Киселев. – Новосибирск: Изд-во НГТУ, 2010. – 547 с. (Серия монографий «Современные электротехнологии». Т. 9.)
- 10 Старк, С.Б. Газоочистные аппараты и установки в металлургическом производстве/ С. Б. Старк – М.: Металлургия, - 1990. – 398 с.
- 11 Утилизация пылей и шламов в черной металлургии / А. И. Толочко. – Челябинск: Металлургия, 1990. – 152 с.
- 12 Защита окружающей среды в электросталеплавильных цехах / Д. Марханд, К. Польштир // Черные металлы. – 1980. – №11. – С. 3-8.
- 13 Переработка электросталеплавильной пыли / Г.А. Лопухов // Электрометаллургия. – 2001. - №1. – С. 47-48.
- 14 Эксплуатация рукавных фильтров на заводах черной металлургии / В.И. Казюта // Черная металлургия: бюл. НТИ. – 1988. - №7. – С. 15-20.
- 15 Техничко-коммерческое предложение / ООО Вилериус, г. Москва // Газоочистка для сталелитейного производства.
- 16 ТИ / Система газоочистки
- 17 ТИ / Последовательности монтажа и инструкции по первому пуску для установки газоочистки.
- 18 ТИ / Дефекты металлургического происхождения.
- 19 ТИ / Безопасность жизнедеятельности.
- 20 ТИ / Охрана труда и техники безопасности.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		92