

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

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

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой
к.т.н., доцент
_____ К.М.Виноградов
_____ 2020г.

Технологические особенности производства стали марки С345
в условиях электросталеплавильного цеха

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ – 22.03.02.2020.213.28 ПЗ ВКР

Консультант,
Расчетная часть
(доцент, к.т.н)
_____ С.А.Меденков
_____ 2020г.

Руководитель проекта,
(доцент, к.х.н)
_____ А.В.Мохова
_____ 2020г.

Автор проекта
студент группы ДО-513
_____ Д.О.Степанов
_____ 2020г.

Нормоконтролер,
преподаватель
_____ О.С.Микерина
_____ 2020г.

Челябинск 2020

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования
«Южно-Уральский государственный университет
(национальный исследовательский университет)»

Кафедра «Техники, технологии и строительства»
Направление 22.03.02 «Металлургия»

УТВЕРЖДАЮ
Заведующий кафедрой
Виноградов К.М.
_____ 2020 г.

ЗАДАНИЕ
на выпускную квалификационную работу студенту
Степанову Денису Олеговичу

Группа ДО - 513

1 Тема работы «Технологические особенности производства стали марки С345 в условиях электросталеплавильного цеха» утверждена приказом по университету от «24» апреля 2020 г. № 627

2 Срок сдачи студентом законченной работы «13» июня 2020 г.

3 Исходные данные к работе

3.1 Марка стали: С345

3.2 Наименование конечного продукта производства: сляб

3.3 Материалы преддипломной практики.

4 Содержание расчетно-пояснительной записки (перечень подлежащих разработке вопросов)

Аннотация

Оглавление

Введение

1 Технологическая часть

1.1 Описание стали С345

1.2. Назначение выплавляемой стали С345

1.3. Технологическая схема производства стали С345

1.4. Выбор оборудования для выплавки.

1.5. Сырьевые материалы, необходимые для выплавки.

1.6. Контроль качества продукции.

2. Расчетная часть

2.1. Материальный баланс плавки.

2.2. Тепловой баланс печи.

3. Возможные дефекты конечного продукта производства.

3.1. Общие сведения о дефектах конечного продукта производства.

3.2. Виды дефектов сталеплавильного происхождения.

3.3. Диагональные искажения - ромбичность

4. Зарубежный опыт производства подобной продукции.

5. Возможные направления модернизации производства.

6. Охрана труда и техника безопасности.

6.1 Общие требования охраны труда.

6.2 Анализ опасных производственных факторов.

6.3 Анализ вредных производственных факторов.

6.4 Взрыво- и пожароопасность при работе на металлургических предприятиях

Заключение

Библиографический список

Приложения

7 Перечень графического материала:

7.1 Химический состав стали С345 (плакат)

7.2 Технологический цикл производства (плакат)

7.3. Планировка сталеплавильного цеха (чертеж)

7.4. Дуговая сталеплавильная печь (чертеж)

7.5 Агрегат ковш-печь (чертеж)

7.6. Машина непрерывного литья заготовок (чертеж)

Всего листов 6

5 Консультанты по работе, с указанием относящихся к ним разделов работы

Раздел	Консультант	Подпись, дата	
		Задание выдал (консультант)	Задание принял (студент)
Технологическая часть	Мохова А.В.		
Расчетная часть	Меденков С.А.		
Возможные дефекты конечного продукта производства	Мохова А.В.		
Зарубежный опыт производства подобной продукции	Мохова А.В.		
Возможные направления модернизации производства	Мохова А.В.		
Охрана труда и техника безопасности	Мохова А.В.		

6 Дата выдачи задания: «01» февраля 2020 г.

Руководитель _____ А.В. Мохова
(подпись)

Задание принял к исполнению _____ Д.О. Степанов
(подпись студента)

КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН

№ п/п	Наименование этапов выпускной квалификационной работы	Срок выполнения этапов работы	Отметка о выполнении
1	Введение	01.02.2020-20.02.2020	
2	Технологическая часть	21.02.2020-21.03.2020	
3	Расчетная часть	22.03.2020-21.04.2020	
4	Дефекты конечного продукта производства	22.04.2020-05.05.2020	
5	Зарубежный опыт производства подобной продукции	06.05.2020-13.05.2020	
6	Возможные направления модернизации производства	14.05.2020-21.05.2020	
7	Охрана труда и техника безопасности	22.05.2020-29.05.2020	
8	Графическая часть	30.05.2020-05.06.2020	
9	Нормоконтроль	06.06.2020-13.06.2020	
10	Срок сдачи готовой работы	13.06.2020	
11	Защита проекта	26.06.2020	

Заведующий кафедрой _____ /Виноградов К.М./

Руководитель работы _____ /Мохова А.В./

Студент _____ /Степанов Д.О./

АННОТАЦИЯ

Степанов, Д.О. - Технологические особенности производства стали марки С345 в условиях электросталеплавильного цеха - Челябинск: ЮУрГУ; 2020, 84 с., 31 табл., 5 ил., библиогр. список – 30 наим, 6 листов чертежей ф. А1.

Целью работы является выявление технологических особенностей производства стали С345 в условиях электросталеплавильного цеха. Рассмотрение способа выплавки полупродукта в ДСП с целью получения, после внепечной обработки на АКП, стали С345 в электросталеплавильном цехе. Всего в пояснительной записке: 6 разделов, 84 страницы, 31 таблица, 5 рисунков, список литературных источников.

В данной работе приведены: описание и назначение выплавляемой стали С345, технология производства, оборудование и сырье необходимые для выплавки заданной марки, контроль качества продукции.

В работе также рассмотрены вопросы охраны труда и техники безопасности, рассмотрены возможные дефекты готового продукта и направления модернизации производства.

22.03.02.2020.028. ПЗ ВКР

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Степанов Д.О			Технологические особенности производства стали марки С345 в условиях электросталеплавильного цеха	Лит.	Лист	Листов
Провер.		Мохова А.В.				6	84	
Реценз.						ФГАОУ ВО «ЮУрГУ (НИУ)»		
Н. Контр.		Микерина О.С.				иодо		
Утверд.		Виноградов К.М.						

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	8
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	9
1.1 Описание стали С345.....	9
1.2 Назначение выплавляемой стали С345.....	10
1.3 Технологическая схема производства стали м С345.....	12
1.4 Выбор оборудования для выплавки.....	16
1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки.....	23
1.6 Контроль качества продукции.....	26
2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ.....	29
2.1 Материальный баланс плавки.....	29
2.2 Тепловой баланс печи.....	59
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА.....	67
3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства.....	67
3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения.....	68
3.3 Диагональные искажения – ромбичность.....	69
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ.....	71
5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА.....	75
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ.....	77
6.1 Общие требования охраны труда.....	77
6.2 Анализ опасных производственных факторов.....	77
6.3 Анализ вредных производственных факторов.....	79
6.4 Взрыво- и пожароопасность при работе на металлургических предприятиях.....	80
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	82
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	83

									Лист
									7
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР				

ВВЕДЕНИЕ

В условиях конкуренции на мировом рынке черной металлургии одним из главных условий существования и получения стабильной прибыли на металлургических предприятиях является использование современных технологий в производстве, которые позволят снизить себестоимость и повысить конкурентоспособность продукции.

Современная технология производства стали в дуговой сталеплавильной печи позволяет применить широкий спектр технических и технологических приемов ведения плавки для получения расплава стабильного химического состава и температур, позволяющих обеспечить высокую ценовую конкурентоспособность готовой продукции и быструю адаптацию к изменяющимся условиям. Разработаны новые способы обработки металла как в самом агрегате, так и вне его. Возникла новая ситуация, когда масштабы выплавки стали уже не характеризуют промышленную мощь, главным становится высокое качество, чистота и надежность металлопродукции. Это привело к тому, что масштабы производства стали и сплавов, содержащих ничтожно малое количество газов, неметаллических включений и других нежелательных примесей, заметно увеличились. Неизбежное при этом усложнение технологии оправдывается достигаемым результатом [11, с. 3].

Конструктивное оформление агрегата и технология электроплавки должны обеспечить экологическую безопасность в условиях непрерывного ужесточения требований к защите окружающей среды [11, с. 5].

ПАО «Ашинский металлургический завод» в настоящее время является безусловным лидером среди малых заводов чёрной металлургии Южного Урала по темпам развития, перевооружения производства, внедрения новейших технологий и последних образцов техники.

Целью работы является сравнительный анализ технологии производства стали и их зарубежных аналогов на примере стали С345. Технология производства представлена на примере электросталеплавильного цеха № 2 ПАО «Ашинский метзавод».

					22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
						8
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Описание стали С345

Классификация: сталь конструкционная низколегированная для сварных конструкций.

Заменитель: сталь 09Г2С,12Г2С,10Г2С1,17ГС, 17Г1С

Вид поставки: лист толстый ГОСТ 19281-89, ГОСТ 19903-74, ГОСТ 5520-79. Полоса ГОСТ 82-70.

Особенностью металла, поставляемого по ГОСТ 27772-88 является проведение испытаний на определение относительного сужения (ψ %), так как эти металлы как правило при применении подвержены касательным напряжениям в направлении ширины и требуют особого внимания к производству.

Химический состав стали представлен в таблице 1.1 [1, с. 2]

Таблица 1.1 – Химический состав стали марки С345 по ГОСТ 27772-88, %

C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
не более 0,12	не более 0,8	1,3 1,7	не более 0,040	не более 0,035	не более 0,30	не более 0,30	не более 0,30

Технологическое назначение данной стали накладывает особые требования к ее химическому составу. Необходимо, чтобы сталь имела высокие пластические свойства. Химическим элементом, чье содержание в стали наиболее сильно влияет на пластические свойства, является углерод. При повышении содержания углерода в стали ее пластичность резко падает. Это объясняется увеличением доли перлитной составляющей в структуре стали, цементитные включения которой препятствуют пластическому течению металла и являются концентраторами напряжений и местами зарождения трещин. Таким образом, для достижения в стали высоких пластических свойств в ней необходимо ограничивать содержание углерода.

Сталь С345 является низкоуглеродистой сталью непосредственно по содержанию углерода, она наилучшим образом подходит под требование необходимой пластичности.

Помимо пластичности, сталь для производства труб и деталей работающих под высоким давлением должна обладать достаточной прочностью, в этом случае влияние углерода совершенно обратное – при увеличении его содержания в стали металл становится более прочным. Поэтому при содержании углерода в стали 0,15-0,20 % ее прочностные свойства весьма низкие. Для повышения прочности в данную сталь вводят марганец и кремний, которые существенно упрочняют феррит, что позволяет получать низкоуглеродистые сплавы с относительно высокой прочностью и вязкостью.

В таблице 1.2 представлены механические свойства данной марки стали.

					22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		9

Таблица 1.2- Механические свойства.

Толщина листа	Механические характеристики			Изгиб до параллельности сторон (a -толщина образца, d -диаметр оправки)
	Предел текучести σ_T , Н/мм ² (кгс/мм ²)	Временное сопротивление σ_B , Н/мм ² (кгс/мм ²)	Относительное удлинение σ_s ,%	
Св.10 до 20 включ.	325(33)	470(48)	21	$d=2a$
20-40	305(31)	460(47)	21	$d=2a$
40-60	285(29)	450(46)	21	$d=2a$
60-80	275(28)	440(45)	21	$d=2a$
80-160	265(27)	430(44)	21	$d=2a$

Продолжение таблицы 1.2

Толщина листа	Ударная вязкость КСУ, Дж/см ² (кгс·м/см ²)			После механического старения
	при температуре, °С			
	-20	-40	-70	
	не менее			
Св.10 до 20 включ.	-	34(3,5)	29(3)	29(3)
20-40	-	34(3,5)	29(3)	29(3)
40-60	-	34(3,5)	29(3)	29(3)
60-80	-	34(3,5)	29(3)	29(3)
80-160	-	34(3,5)	29(3)	29(3)

1.2 Назначение выплавляемой стали

Сталь С345 широко применяется для строительства мостов, металлоконструкций, электросварных газо- и нефтепроводных труб большого диаметра.

					22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		10

Листы характеризуются мелкозернистой перлитоферритной структурой, размер зерна 8-9 баллов.

Нормализованные листы от горячекатаных отличаются более высокой вязкостью и пластичностью при практически одинаковых характеристиках прочности. Металлографические исследования показали, что в горячекатаной стали С345 около половины перлита имеет пластинчатую форму. После нормализации почти весь перлит становится зернистым. Исходный размер зерна феррита оказывает влияние на зерно нормализованной стали: чем меньше исходное зерно, тем меньше и зерно в конечном состоянии [1, с. 7].

Следующее требование, накладываемое на данную сталь исходя из ее технологического назначения – низкий порог хладноломкости, т.е. как можно более низкая температура пере хода металла в хрупкое состояние - это свойство также во многом зависит от химического состава стали. Углеродов стали повышает порог хладноломкости, но это вредное влияние ослабляется присутствием марганца. Повышение дисперсности структуры за счет нормализации и закалки с последующим высоким отпускком разрушает блочные образования перлита, непосредственно присутствием которого и обусловлено увеличение порога хладноломкости, и смещает интервал хрупкости в сторону низких температур. При это м наиболее благоприятной является сфероидальная форма карбидов. Присутствие марганца и кремния в этом случае оказывает большое влияние на прокаливаемость, что существенно уменьшает критическую скорость закалки.

На все требуемые свойства – хладнотойкость, пластичность, прочность – оказывает сильное и однозначное влияние степень загрязненности стали неметаллическими включениями, их природа и характер распределения. Включения, являясь кон центраторами напряжений, способствуют зарождению трещин и определяют температуры перехода сталей из вязкого в хрупкое состояние, пластичность и предел прочности стали. Повышение общей чистоты стали и по лучению благоприятной формы включений существенно снижают критические температуры хладноломкости стали, увеличивают пластические и прочностные свойства.

Приведенные данные обусловили широкое применение стали марки С345 не только при изготовлении газопроводных труб, но и в самых разнообразных отраслях промышленности.

Сталь этой марки обладает повышенной прочностью, хорошей свариваемостью, высокой пластичностью и вязкостью, низким порогом хладноломкости и высоким сопротивлением хрупкому разрушению.

1.3 Технологическая схема производства стали С345

Выплавку стали предлагается производить в дуговой сталеплавильной печи (ДСП) по технологии процесса Consteel емкостью 120 тонн. Эта технология представляет собой выплавку электростали с непрерывной загрузкой горячей шихты в сталеплавильную печь.

					22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		12

Технологическая схема выплавки в условиях ПАО «Ашинский метзавод» представлена на рисунке 1.

Основными задачами этой технологии являются:

- улучшение технико-экономических показателей работы печи вследствие сокращения расхода технологической электроэнергии на расплавление;

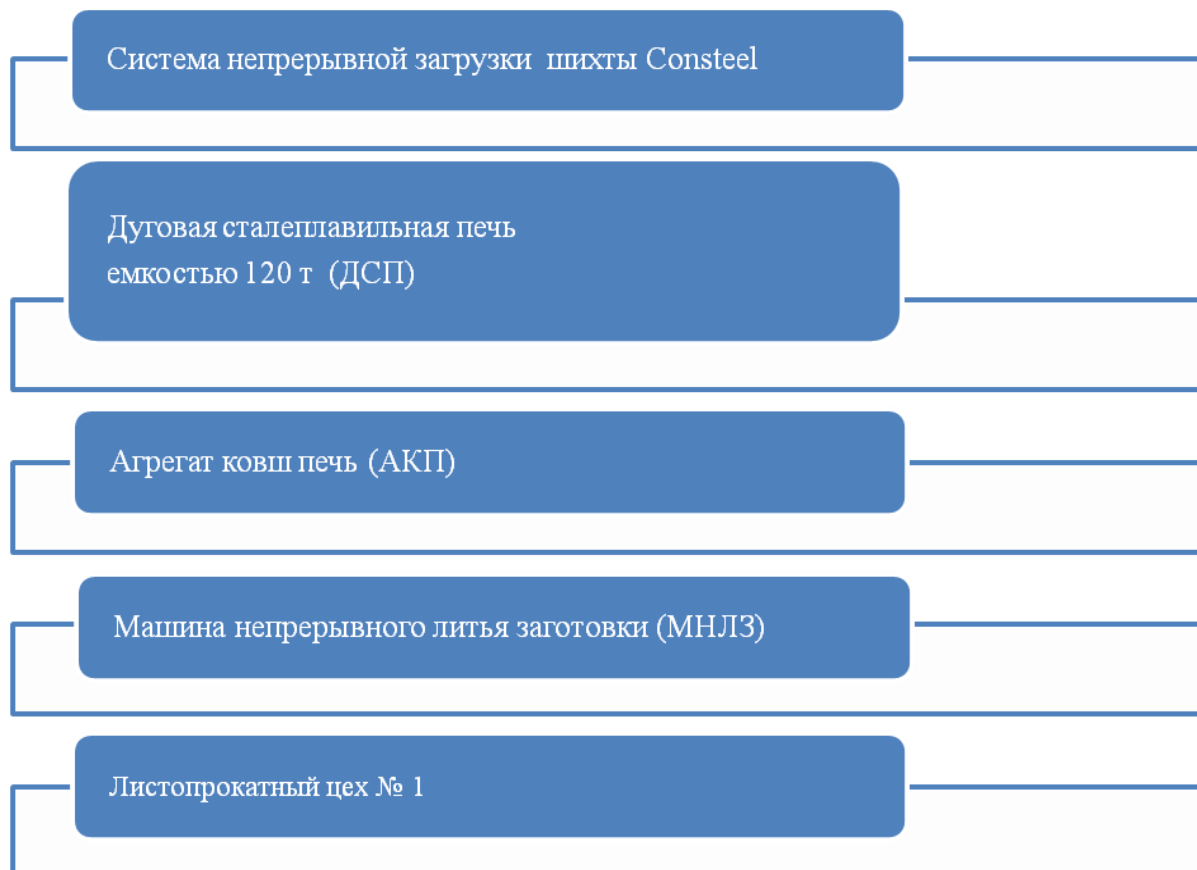


Рисунок 1 – Технологическая схема выплавки С345 в условиях ПАО «Ашинский метзавод»

- сокращение объема технического обслуживания за счет уменьшения числа операций механического, гидравлического и электрического оборудования;
- уменьшения неблагоприятного воздействия на окружающую среду при сокращении числа отверстий в своде печи;
- повышение безопасности операторов при отсутствии брызг стали;
- сокращение числа операций в сталеплавильном цехе при уменьшении количества электромостовых кранов и сталевозов.

Сущность процесса состоит в том, что скрап через конвейерный туннель непрерывно загружается в дуговую сталеплавильную печь (ДСП) через специальное загрузочное окно в кожухе печи. Навстречу движению скрапа через окно в туннель идет поток горячих печных газов, которые нагревают скрап перед загрузкой в ДСП. Конвейерная система соединяет скрапной двор с ДСП.

Технология выплавки стали предусматривает следующие периоды плавки: заправка печи; загрузка шихты (завалка); плавление; окислительный период; восстановительный период; выпуск плавки.

Период плавления начинается сразу после завалки шихты, наведения свода и опускания электродов. Запрещается полное расплавление шихты завалки, чтобы не допускать поломки электродов за счет обвалов шихты и выбрасывания металла и шлака из печи во время загрузки подвалки.

По способу ведения плавки существует два варианта:

- первый вариант – с завалкой металлошихты на «сухую» подину. Данный вариант используется после замены подины, эркера и в случае необходимости осмотра состояния подины и донных фурм.

- второй вариант (основной) – с завалкой металлошихты на оставшиеся после предыдущей плавки металл в количестве 50 т («болото»). Это наиболее эффективным способом ускорения шлакообразования в период плавления.

Быстрое и раннее шлакообразование при достаточном количестве оксидов железа в шлаке, увеличение количества, искусственное вспенивание шлака в завершающей стадии плавления способствуют быстрой и достаточно глубокой дефосфорации вследствие интенсификации процесса окисления фосфора, ускорения массопереноса в металле и шлаке, увеличения фактической поверхности контакта шлак-металл и частичного обновления шлака в результате стекания части вспененного шлака через порог рабочего окна и добавок новых порций шлакообразующих материалов.

В связи с интенсивным применением кислорода в период плавления рано образуется первичный шлак с высоким содержанием оксидов железа, марганца и кремния. В таком шлаке сравнительно легко растворяется загружаемая известь. Вследствие этого быстро формируется в нужном количестве шлак с основностью около 2, защищающий плавящийся металл от насыщения азотом и связывающий фосфор шихты.

Из сказанного следует, для успешного удаления фосфора необходимо обеспечить следующие условия:

- наличие окислительной атмосферы в печи;
- наличие жидкоподвижного основного окислительного шлака, высокая активность оксидов железа и кальция в шлаке;
- быстрое формирование такого шлака;
- большая поверхность контакта металла и шлака;
- относительно невысокая температура ванны;
- оптимальное количество шлака.

С целью создания благоприятных условий для протекания реакций дефосфорации стали, в период расплавления металлошихты печной шлак скачивается. К моменту полного расплавления отбирается проба металла на полный химический анализ, при этом температура металла должна быть в пределах 1600-1640°C. Способ выпуска металла из печи – эркерный.

- Выпуск плавки

После достижения заданной температуры (не более 1640 град согласно ТИ 123-

									Лист
									14
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР				

Продолжение таблицы

Наименование показателей	Единица измерения	Обозначение
Температура воды: на подводе на сливе	°С	70 – 80
	°С	90 – 100
расход воды на охлаждение (свод и стены электропечи)	м ³ /т	85
Организация пылегазоудаления устройство для отвода дымовых газов	–	Водоохлаждаемый коленообразный патрубок от электропечи; диаметр газоходов – 2200 мм
Количество отводимых газов	м ³ /ч	36000
Тип газоочистки	–	мокрая
Содержание пыли в отходящих газах: до газоочистки после газоочистки	г/нм ³	1,164
	г/нм ³	0,205
Оборудование для интенсификации расплавления шихты. Кислородная фурма: скорость перемещения фурмы	м/мин	30
расход кислорода	м ³ /мин	50
давление кислорода	кгс/см ²	13 – 15
Устройство измерения температуры металла и отбора проб скорость перемещения зонда	м/мин	не более 20
управление работой устройства	–	с помощью АСУТП, ручное
глубина погружения сменного блока зонда в расплав металла	мм	500
длительность цикла измерения температуры и взятия пробы металла	сек	не более 10
Устройство для загрузки добавочных материалов	–	Загрузка в электропечь шлакообразующих и ферросплавов производится через специальное отверстие в водоохлаждаемой части свода
Диаметр загрузочной трубы и кессона	мм	350
Электроды тип	–	графитированные

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР

Лист

18

Продолжение таблицы

Наименование показателей	Единица измерения	Обозначение
диаметр	мм	610
поставщик	—	НЭЗ (г. Новочеркасск), НовЭЗ (г.Новосибирск), Италия, Япония, Испания, Германия, Япония и др.
герметизация	—	газодинамическое уплотнение
диаметр распада электродов	мм	1400
скорость перемещения электродов: в автоматическом режиме в ручном режиме	мм/сек мм/сек	60 – 120 80 – 160
привод исполнительного механизма перемещения электродов	—	гидравлический
Кислородная фурма: скорость перемещения фурмы	м/мин	30
расход кислорода	м ³ /мин	50
давление кислорода	кгс/см ²	13 – 15
Механизм подъема и поворота свода	—	Осуществляет подъем и поворот свода на величину, обеспечивающую полное раскрытие рабочего пространства печи Наклон печи в сторону рабочего окна для скачивания шлака производится на 10°
Длительность подъема и поворота свода с возвратом	сек	100
Механизм наклона печи	—	Осуществляет наклон печи в сторону слива металла на 40°, что обеспечивает полное удаление металла и шлака. Наклон печи в сторону рабочего окна для скачивания шлака производится на 10°.

Аппаратура контроля, автоматического регулирования и автоматизированного управления: ДСП-120 оснащена надежной системой контроля температуры подины с сигнализацией аварийного перегрева.

										Лист
										19
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР					

Электропечь оснащена аппаратурой контроля параметров электрического и теплового режимов ее работы, автоматическим регулированием мощности и автоматизированной системой управления на базе вычислительной техники (АСУ ДСП). Автоматический регулятор мощности обеспечивает устойчивое горение электрических дуг при максимальных скоростях перемещения электродов во все периоды плавки.

АСУ ДСП-120 реализует следующие функции:

- контроль и управление энерготехнологическим режимом плавки;
- контроль и управление системой газокислородных горелок;
- контроль и управление системой водоохлаждения;
- контроль и управление кислородной продувкой;
- контроль и управление отводом дымовых газов;
- контроль и управления системой дозирования и ввода в печь шлакообразующих материалов и ферросплавов;
 - контроль состояния готовности основных узлов, технологических схем, устройств и пускорегулирующей аппаратуры.

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

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

Таблица 1.5 – Технические характеристики агрегата Ковш-печь[2]

Наименование параметра	Норма	
	Номинальная	Допустимая
Емкость ковша, т	117	120
Диаметр кожуха ковша, мм		
– в верхней части	3700	–
– в нижней части	3375	–
Высота ковша, мм	3950	–
Мощность трансформатора, МВА	18	–
Напряжение трансформатора, В		
– высокое напряжение	10000	± 5 %
– низкое напряжение	318,5 – 132,5	
Номинальный ток, кА	32,6	–
Число фаз	3	–
Напряжение цепей управления, В	220; 24	–
Напряжение силовых цепей приводов, В	380	380 ⁺³⁸ ₋₁₉

1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки

Шихтовые материалы, используемые для выплавки стали в дуговых печах, принято делить на следующие группы:

1) железосодержащие материалы (лом черных металлов, чугуны, железо прямого восстановления (металлизованное сырье) и другие шихтовые материалы);

2) легирующие и раскислители (материалы, содержащие легирующие элементы и элементы-раскислители практически в чистом виде или в виде ферросплавов);

3) шлакообразующие материалы (материалы, используемые для получения шлака во время плавки, и шлака, применяемого при внепечной обработке жидкого металла; в эту группу входят: известь, известняк, плавиковый шпат, кварцит, боксит и др.);

4) окислители (подразделяются на твердые и газообразные, к твердым окислителям относятся материалы, содержащие в большом количестве оксиды железа (железная руда, железорудный агломерат, окалина); к газообразным окислителям относят сжатый воздух и газообразный кислород).

- **Стальной лом.**

По происхождению лом черных металлов делится:

- оборотный лом металлургических заводов;
- лом с машиностроительных заводов (отходы металлообработки);
- амортизационный лом.

Оборотный лом металлургических заводов состоит из обрезки проката и слитков, получаемой в прокатных, кузнечных и термических цехах этих заводов.

По качеству это самый лучший вид лома, т. к. он обладает известным составом, высокой насыпной плотностью, низким содержанием примесей.

Лом машиностроительных заводов представляет собой отходы металлообработки (стружка, облой, получаемый при прессовании, отходыковки металла и т. д.). Данный вид лома обладает такими недостатками, как загрязнение маслом, химический состав неизвестен (стружка черных металлов может быть смешана также со стружкой цветных металлов).

Амортизационный лом – лом, получаемый при разделке пришедших в негодность или ненужных машин, оборудования, транспортных средств, зданий, сооружений. Качество амортизационного лома зависит от способа его подготовки.

К недостаткам данного вида лома относят неопределенность и неусредненность химического состава, возможное загрязнение цветными металлами (медь, цинк, олово), наличие остатков краски, высокая цена из-за затрат на первичную разделку и транспортировку.

С целью рационального использования лома и его компонентов ГОСТ 2787-75 все вторичные черные металлы подразделяет:

- по содержанию углерода - на два класса: стальной лом и отходы и чугунный лом и отходы;
- по наличию легирующих элементов - на две категории: А - углеродистые, Б - легированные;

										Лист
										23
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР					

- по показателям качества — на 28 видов (номер вида при маркировке отходов ставится впереди буквы, обозначающей категорию вторичных металлов, например, 2А, 3Б). Для каждого класса отходов увеличение номера вида свидетельствует об ухудшении качества (например, 3А - габаритный нелегированный лом, 5А - негабаритный стальной лом, 16А - вьюнообразная стружка);

- по содержанию легирующих - на более чем 67 групп. Номер группы легированных отходов ставится в маркировке после буквы Б и свидетельствует о принадлежности данных отходов к группе, имеющей определенные пределы содержания легирующих элементов. Например, Б18 - лом и отходы коррозионностойких и жаростойких хромистых сталей.

Используемые шихтовые материалы должны удовлетворять требованиям:

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

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

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

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

Требуемое содержание углерода по расплавлению шихты обеспечивается введением в металлошихте углеродосодержащих добавок (чугуном, электродным боем, кусковым коксом из расчета не более 15 кг/т). [2, с. 19].

Подготовленные материалы должны иметь размер кусков не более 60 мм для АКП, а для ДСП от 10 до 50 мм. Порошкообразные углеродсодержащие материалы должны иметь фракционный состав от 0 до 3мм.

Ферросплавы должны, массовую долю влаги не более 1%.

Срок хранения просушенных ферросплавов в закрытых помещениях должен быть не более 10 суток.

Допускается по истечению срока хранения повторно подвергать сушке ферросплавы.

- Шлакообразующие материалы

Шлакообразующие материалы используются для наведения шлака с необходимыми технологическими свойствами в процессе плавки в дуговой печи и при внепечном рафинировании.

										Лист
										24
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР					

Основной характеристикой шлака является основность шлака – отношение основных (CaO, MgO) оксидов шлака к кислым (SiO₂, Al₂O₃). Основность шлака должна быть 1,8-2,2.

При плавке стали в печах с основной футеровкой главным шлакообразующим материалом является известь. Известь получают, обжигая известняк при температуре 1100...1300 град в специальных печах. Основной характеристикой извести является содержание оксида кальция (CaO). Содержание CaO в извести должно быть не менее 92 %.

Большое значение имеют размеры кусков извести: слишком большие медленно усваиваются, слишком мелкие интенсивно поглощают влагу из атмосферы при перевозках и хранении. При взаимодействии извести с влагой образуется гидроксид кальция (Ca(OH)₂), называемый «пушонкой». Применение такой извести для образования шлака, особенно в восстановительный период плавки, приводит к заметному повышению содержания водорода в металле.

Для получения сталеплавильных шлаков кроме извести используют и другие материалы, облегчающие растворение извести в шлаке, снижающие температуру плавления основного шлака и его вязкость. К таким материалам относятся: плавиковый шпат, кварцит (песок), шамотный бой, боксит и др.

Требования к шлакообразующим материалам согласно ТИ 123-Э-06-2012.

Подготовленные материалы (шлакообразующие) для агрегата ковш-печь (АКП) должны иметь размер кусков не более 60 мм, а для ДСП от 10 до 50 мм.

Массовая доля влаги в шлакообразующих материалах, загружаемых в высотные бункера ДСП и на АКП, не должна превышать 1%.

Разрешается использовать только свежееобожженную известь, без пушонки. Известь должна иметь фракционный состав 20-50мм.

Срок хранения извести не более 1 суток, плавикового шпата не более 10 суток.

- Окислители

Окислители применяются для быстрого окисления углерода и других примесей, входящих в состав шихты (Si, Mn, P).

Твердые окислители — материалы с высоким содержанием оксидов железа (железная руда, агломерат, окалина и др.).

Основные требования к твердым окислителям — иметь высокое содержание оксидов железа при минимальном содержании прочих компонентов, особенно кремнезема, снижающего основность шлака. Желательно, чтобы твердые окислители имели достаточно высокую плотность и пониженную влажность.

Применение твердых окислителей для окисления углерода может увеличить расход электроэнергии на плавку и длительность плавки, поэтому в современных электропечах вместо них предпочитают использовать газообразные окислители.

Из газообразных окислителей в современном производстве используется кислород.

Основное требование к газообразному окислителю – чистота. При содержании в кислороде более 1 % азота возможно повышение содержания азота в металле во время продувки ванны кислородом. Нежелательно наличие влаги, кислород должен быть осушенным, иначе во время продувки возможно увеличение содержания водорода в металле.

										Лист
										25
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР					

Содержание O₂ в техническом кислороде, согласно ТИ 123-Э-01, составляет не менее 99,5 %.

- Влияние качества лома на качество производимой стали

Качество лома характеризуют такими физическими параметрами, как насыпная плотность и размер кусков; химическим составом (остаточных примесей); однородностью лома по физическим и химическим параметрам.

На качество производимой стали влияют прежде всего химический состав лома и содержание в нем остаточных примесей. Применительно к углеродистому стальному лому остаточными примесями могут быть: сера, фосфор, водород, азот, кислород, все легирующие элементы, примеси цветных металлов и др.

Основным источником загрязняющих элементов считается покупной лом (особенно амортизационный), который не может быть полностью очищен от цветных металлов и неметаллических загрязнений в процессе подготовки к плавке. Очень грязным считается автомобильный лом.

Для производства сталей с особо высоким уровнем качества в реальных промышленных условиях необходимо отбирать и накапливать лом высокого качества или, используя обычный лом, понижать содержание загрязняющих примесей, разбавляя шихту чугуном или металлизированным сырьем.

Для производства стали С345 используются следующие сырьевые материалы – стальной лом А4, чугун.

Для раскисления и легирования стали используются – ферросиликомарганец МнС17, ферросилиций ФС65, алюминиевая катанка.

1.6 Контроль качества продукции

- Контроль при подготовке шихты

Весь металлический лом, прибывающий на участок шихтоподачи, должен соответствовать ГОСТ 2787 или ТУ 14-123-225 и иметь документ о качестве и взрыво – радиационной безопасности. Лом, прибывший без указанных документов, не принимается и возвращается поставщику.

Лом, имеющий все необходимые сопроводительные документы, но вызывающий сомнение, подлежит тщательному осмотру при поступлении и выгрузке и принимается комиссионно (обязательный состав комиссии- мастер смены участка шихтоподачи и контролер лома). В случае обнаружении предметов, содержащих взрывоопасные, горючие, легко-воспламеняющиеся и ядовитые вещества, они должны быть удалены и отправлены на временное хранение в специальные склады.

Сосуды всех типов (баллоны, бочки и т.п.), трубы и другие полые предметы должны быть открытыми, не иметь содержимого (воды и льда), кроме этого все другие закрытые емкости должны быть вскрыты.

- Контроль химического состава и температуры металла в ДСП.

Отбор проб металла производят пробоотборниками марок SAE 1200/900, SAE 1200/900 Р6 или ПМ-39, ПН-10-900. Замер температуры металла выполняют разовыми термопарами марок ТС 360312, СЕ 36011290 или ПТПР-91-900. Первый

					22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		26

замер температуры производят после полного расплавления металлошихты. Последний замер температуры производят не ранее чем за 3 мин до выпуска. Промежуточный контроль температуры металла рекомендуется проводить через 10 – 15 мин работы под током (в зависимости ступени нагрева), через 1 – 2 мин после подъема электродов [3, с. 32].

При отборе проб и замере температуры в ручном режиме:

- отбор проб стали и замер температуры вручную производят через 1 – 2 мин после разрыва электрической дуги;
- пробоотборник и термопреобразователь погружают в расплав стали на глубину 2/3 длины пробоотборника;
- время отбора проб – от 5 до 8 сек, время замера температуры – 5 сек;
- пробу охлаждают сжатым воздухом до потемнения, затем в воде до температуры, достаточной для последующего высыхания пробы.

Последнюю пробу отбирают не ранее, чем за 10 мин до выпуска плавки. При необходимости вместе с последней пробой отбирают стержневую пробу для определения газов. Проба металла не должна содержать шлак. В случае появления на пробе шлаковых включений, трещин и других дефектов – пробу бракуют и отбирают новую. Перед взятием пробы металла и шлака из печи прекращается подача кислорода, углеродсодержащего материала и шлакообразующих материалов [3, с. 34].

Пробы металла на химический анализ после отбора и охлаждения подручный или сталевар передает по пневмопочте в лабораторию экспресс-анализа и сообщает лаборанту № плавки и № пробы.

- Контроль качества при обработке металла на АКП.

В процессе обработки металла на АКП фиксируются и заносятся в плавильный журнал и паспорт плавки следующие параметры:

- дата, номер плавки, заданная марка стали;
- номер сталеразливочного ковша и стойкость его футеровки (количество плавков);
- высота свободного борта
- количество минут продувки пробки (на предыдущих плавках)
- количество минут продувки аргоном через донную пробку на данной плавке
- суммарное количество минут продувки на пробке (на предыдущих плавках плюс на данной плавке, по окончании обработки металла на АКП)
- давление аргона на пробку при обработке металла на АКП
- начало, окончание и общая продолжительность обработки (час: мин);
- вес ковша со сталью т;
- вес жидкой стали, т;
- температура металла по ходу обработки, °С;
- расход аргона, за обработку (м³);
- вид и количество присаживаемых материалов;
- количество теплоизолирующей смеси;
- химический состав металла по ходу обработки;
- расход электроэнергии, кВт час/т;
- фамилия, имя, отчество мастера смены и сталевара [4, с. 26].

					22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		27

- Отбор проб металла на химический анализ для контроля макроструктура в период разливки на МНЛЗ.

В процессе разливки отобрать 2 пробы металла с середины плавки на химический анализ с помощью пробоотборников без содержания алюминиевого раскислителя марки SAE 1200/900, SAE 1200/900 P6, ПМ-39 или других производителей с металлическим шлакозащитным колпачком.

Пробы должны быть незамедлительно доставлены на химический анализ в экспресс - лабораторию ЦЗЛ ЭСПЦ-2. Доставку проб производит контролёр ОТК, а при его отсутствии технологический персонал МНЛЗ.

Выводы по разделу один. В случае невозможности отбора пробы из-за низкой температуры стали в промежуточном ковше, допускается отбор проб производить пробоотборником без шлакозащитного колпачка. При этом если содержание углерода в ковшевой пробе превысит верхний предел, необходимо отрезать пробу от 5-й слябы данной плавки и результаты анализа данной пробы считать маркировочным по содержанию углерода.

					22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
						28
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

2.1 Материальный баланс плавки стали марки С345

- Расчет шихты

Рассчитаем материальный баланс выплавки стали в ДСП-120 с непрерывной загрузкой шихты Consteel.

Химический состав стали марки С345 представлен в таблице 2.1 [1, с. 2]

Таблица 2.1 – Химический состав стали марки С345 по ГОСТ 27772-88, %

C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
не более 0,12	не более 0,8	1,3 1,7	не более 0,040	не более 0,035	не более 0,30	не более 0,30	не более 0,30

Примерный химический состав полупродукта представлен в таблице 2.2

Таблица 2.2 – Примерный химический состав полупродукта в ковше, %

C	Si	Mn	Cr	S	P	Ni	Cu
0,050	0,010	0,250	0,050	0,070	0,007	0,200	0,200

Химический состав шихтовых материалов представлен в таблице 2.3

Таблица 2.3 – Химический состав шихтовых материалов, %

Материал	Содержание элементов в шихте								
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Fe
А4	0,250	0,300	0,450	0,020	0,030	0,150	0,200	0,200	98,400
Чугун	4,200	0,600	0,350	0,060	0,020	0,000	0,000	0,100	94,670

Расчет производим на 150000 кг шихты. Содержание компонентов в шихте (шихтовка плавки) представлено в таблице 2.4, химический состав шлакообразующих материалов, используемых в процессе выплавки - в таблице 2.5.

Таблица 2.4 – Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов				
		C	Si	Mn	P	S
А4	110 000	275,000	330,000	495,000	22,000	33,000
Чугун	10 000	420,000	60,000	35,000	6,000	2,000
Металл от предыдущей плавки	30 000	20,000	3,000	15,000	1,500	15,000
Итого	150 000	715,000	393,000	545,000	29,500	50,000
Итого, %	100	0,477	0,262	0,363	0,020	0,033

Продолжение таблицы 2.4

Материал	Масса	Содержание элементов			
		Cr	Ni	Cu	Fe
А4	110 000	165,000	220,000	220,000	108240,000
Чугун	10 000	–	–	10,000	9467,000
Металл от предыдущей плавки	30 000	25,000	45,000	45,000	29830,500
Итого	150 000	190,000	265,000	275,000	147537,500
Итого, %	100	0,127	0,177	0,183	98,358

Таблица 2.5 – Химический состав шлакообразующих материалов, %

Материал	Содержание компонентов							
	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	S	CO ₂
Известь	79	4,6	13	2,3	0,7	0,1	0,1	0,2
Магнезиальный материал	5	82	9	3	1	–	–	–

- Период плавления
- Окисление элементов

Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов (таблица 2.6), входящих в таблицу 2.4. Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 2.7. Элементы Ti, W, Al, Mo, V из-за малого их содержания в шихте в расчетах не учитываем.

Таблица 2.6 – Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавления, %

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Fe
Общий	20,0	45,0	20,0	50,0	0,0	20,0	1,5	0,0	6,8
В шлак	0,0	100,0	100,0	100,0	0,0	80,0	0,0	0,0	20,0
В улет	100,0	0,0	0,0	0,0	0,0	20,0	100,0	0,0	80,0

Таблица 2.7 – Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	C	Si	Mn	P	S
Исходное содержание	715,000	393,000	545,000	29,500	50,000
Угар элемента	143,000	176,850	109,000	14,750	–
Масса элемента в расплаве	572,000	216,150	436,000	14,750	50,000
Содержание элемента в расплаве, %	0,410	0,155	0,313	0,011	0,036

Продолжение таблицы – 2.7

Элемент	Cr	Ni	Cu	Fe	Итого
Исходное содержание	190,000	265,000	275,000	147537,500	150 000,00
Угар элемента	38,000	3,975	–	10032,550	10518,125
Масса элемента в расплаве	152,000	261,025	275,000	137504,950	139481,875
Содержание элемента в расплаве, %	0,109	0,187	0,197	98,583	100,000

Определение кислорода, необходимого для окисления элементов шихты.

Окисление углерода происходит по реакции



Расчет количества кислорода необходимого для окисления элементов определяем по формуле

$$m_{O_2}(i) = \frac{m_i}{\nu_i \cdot \mu_i} \cdot \nu_{O_2} \cdot \mu_{O_2}, \text{ кг}, \quad (2)$$

где m_i – масса окисляющегося элемента i , кг;

ν_i, ν_{O_2} – стехиометрический коэффициент элемента i и кислорода;

μ_i – молекулярная масса элемента i ;

μ_{O_2} – молекулярная масса кислорода.

Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле

$$m_{i_xj_y} = \frac{m_i}{\nu_i \cdot \mu_i} \cdot \nu_{i_xj_y} \cdot \mu_{i_xj_y}, \text{ кг}, \quad (3)$$

где $\nu_{i_xj_y}$ – стехиометрический коэффициент оксида;

$\mu_{i_xj_y}$ – молекулярная масса оксида.

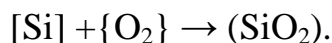
Потребуется кислорода на окисление углерода

$$m_{O_2}(C) = \frac{m_C}{\mu_C} \cdot \frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2} = \frac{143}{1 \cdot 12} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 190,667 \text{ кг};$$

образуется {CO}

$$m_{\{CO\}} = \frac{m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{143}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 333,667 \text{ кг.}$$

Окисление кремния происходит по реакции



Потребуется кислорода на окисление кремния

$$m_{O_2}(Si) = \frac{176,85}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 32 = 202,114 \text{ кг;}$$

образуется (SiO₂)

$$m_{(SiO_2)} = \frac{176,85}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 378,964 \text{ кг.}$$

Окисление марганца происходит по реакции



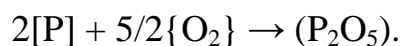
Потребуется кислорода на окисление марганца

$$m_{O_2}(Mn) = \frac{109,0}{1 \cdot 55} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 31,709 \text{ кг;}$$

образуется (MnO)

$$m_{(MnO)} = \frac{109,0}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 140,709 \text{ кг.}$$

Окисление фосфора происходит по реакции



Потребуется кислорода на окисление фосфора

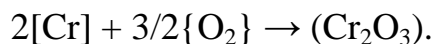
$$m_{O_2}(P_2) = \frac{14,75}{2 \cdot 31} \cdot \frac{5}{2} \cdot 32 = 19,032 \text{ кг;}$$

					22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		32

образуется (P_2O_5)

$$m_{(P_2O_2)} = \frac{14,75}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 33,782 \text{ кг.}$$

Окисление хрома происходит по реакции



Потребуется кислорода на окисление хрома

$$m_{O_2}(Cr) = \frac{38}{2 \cdot 52} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 17,538 \text{ кг;}$$

образуется (Cr_2O_3)

$$m_{(Cr_2O_3)} = \frac{38}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 55,538 \text{ кг.}$$

При этом переходит в шлак

$$55,538 \cdot 0,8 = 44,430 \text{ кг,}$$

с газами теряется

$$55,538 \cdot 0,2 = 11,108 \text{ кг.}$$

Считаем, что во время плавления в зоне электрических дуг испаряется 1,5 % никеля, имевшегося в шихте. Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 3,975 кг.

Принимаем, что 12 % железа окисляется до (FeO), а 88 % – до (Fe_2O_3) (причем 3% (Fe_2O_3) переходит в шлак, а остальное в печную атмосферу).

Окисление железа происходит по реакции



Масса железа окислившегося до (FeO)

$$m_{[Fe]} = \frac{10032,550 \cdot 12}{100} = 1203,906 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода на окисление железа до (FeO)

$$m_{O_2}(Fe_1) = \frac{1203,906}{2 \cdot 56} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 171,987 \text{ кг;}$$

					22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		33

образуется (FeO)

$$m_{(FeO)} = \frac{1203,906}{1 \cdot 56} \cdot 1 \cdot 72 = 1547,879 \text{ кг.}$$

Масса железа окислившегося до (Fe₂O₃),

$$m_{[Fe]} = 10032,550 - 1203,906 = 8828,644 \text{ кг.}$$

Окисление железа происходит по следующей реакции



Потребуется кислорода на окисление железа до (Fe₂O₃)

$$m_{O_2}(Fe_2) = \frac{8828,644}{2 \cdot 56} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 3783,705 \text{ кг;}$$

образуется (Fe₂O₃)

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{8828,644}{2 \cdot 56} \cdot 1 \cdot 160 = 12612,349 \text{ кг}$$

Из них в шлак переходит

$$12612,349 \cdot 0,03 = 378,370 \text{ кг,}$$

с газами теряется

$$12612,349 - 378,370 = 12233,979 \text{ кг.}$$

Суммарный расход кислорода на окисление элементов составит

$$M_{O_2} = \sum_{i=0}^n m_{O_2}(i) = 4416,752 \text{ кг.}$$

Содержание растворенного в расплаве кислорода составит (по формуле Ойкса Г.Н.):

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot [C]}{[C]}, \quad (4)$$

где [O], [C] – содержание кислорода и углерода в металле, %.

					22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
						34
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Тогда

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,410}{0,410} = 0,015 \%$$

Содержание кислорода в металле составит:

$$m_{[O]} = \frac{[O]}{100} \cdot m_{Me} = \frac{0,015}{100} \cdot 139481,875 = 20,922 \text{ кг.}$$

Следовательно, необходимое количество кислорода, требуемого для окисления шихты в период плавления,

$$m_{O_2} = 4416,752 + 20,922 = 4437,674 \text{ кг.}$$

С учетом кислорода, растворенного в металле, ожидаемый массовый и процентный состав металла (по расплавлению шихты) представлен в таблице 2.8

Таблица 2.8 – Состав металла по расплавлению шихты

Элемент	C	Si	Mn	P	S
Содержание, кг	572,000	216,150	436,000	14,750	50,000
Содержание, %	0,410	0,155	0,313	0,011	0,036

Продолжение таблицы 2.8

Элемент	O	Cr	Ni	Cu	Fe	Итого
Содержание, кг	20,922	152,000	261,025	275,000	137504,950	139502,797
Содержание, %	0,015	0,109	0,187	0,197	98,568	100

- Шлакообразование

Принимаем, что после выпуска предыдущей плавки в ванне остается шлак. Тогда шлак предыдущей плавки внесет компоненты указанные в таблице 2.9.

Таблица 2.9 – Шлак предыдущей плавки, кг

CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MnO	S	Итого
1325,4	126,1	950,6	63,4	218,5	74,8	52,8	146,2	11,7	2969,5

Количество поступивших оксидов в шлак из металла указаны в таблице 2.10

Таблица 2.10 – Поступившие оксиды в шлак из металла, кг

SiO ₂	MnO	P ₂ O ₅	Cr ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	Итого
378,964	140,709	33,782	55,538	1547,879	378,370	2535,242

Поступление в шлак с известью 3000 кг:

$$m_{(CaO)} = \frac{m_{\text{изв}}}{100} \cdot (CaO) = \frac{3000}{100} \cdot 79 = 2370 \text{ кг},$$

$$m_{(MgO)} = \frac{m_{\text{изв}}}{100} \cdot (MgO) = \frac{3000}{100} \cdot 4,6 = 138 \text{ кг},$$

$$m_{(SiO_2)} = \frac{3000}{100} \cdot 13 = 390 \text{ кг},$$

$$m_{(Al_2O_3)} = \frac{3000}{100} \cdot 2,3 = 69 \text{ кг},$$

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{3000}{100} \cdot 0,7 = 21 \text{ кг},$$

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{3000}{100} \cdot 0,1 = 3 \text{ кг},$$

$$m_{(S)} = \frac{3000}{100} \cdot 0,1 = 3 \text{ кг},$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{3000}{100} \cdot 0,2 = 6 \text{ кг}.$$

Поступит в шлак с магнезиальным материалом 1000 кг:

$$m_{(CaO)} = \frac{m_{\text{магн.мат.}}}{100} \cdot (CaO) = \frac{1000}{100} \cdot 5 = 50 \text{ кг},$$

$$m_{(MgO)} = \frac{1000}{100} \cdot 82 = 820 \text{ кг},$$

$$m_{(SiO_2)} = \frac{1000}{100} \cdot 9 = 90 \text{ кг},$$

$$m_{(Al_2O_3)} = \frac{3000}{100} \cdot 3 = 30 \text{ кг},$$

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{3000}{100} \cdot 1 = 10 \text{ кг}.$$

Количество и состав шлака периода плавления представлены в таблице 2.11

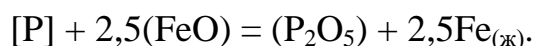
					22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		36

Таблица 2.11 – Количество и состав шлака периода плавления, кг

Компонент	Шлак. предыд. плавки	Поступило из металла	Известь	Магнез. материал	Итого, кг	Итого, %
CaO	1325,4	–	2370	50	3745,400	39,430
MgO	126,1	–	138	820	1084,100	11,413
SiO ₂	950,6	378,964	390	90	1809,564	19,051
Al ₂ O ₃	63,4	–	69	30	162,400	1,710
FeO	218,5	1547,879	–	–	1766,379	18,596
Fe ₂ O ₃	74,8	378,370	21	10	484,170	5,097
P ₂ O ₅	52,8	33,782	3	–	89,582	0,943
MnO	146,2	140,709	–	–	286,909	3,020
Cr ₂ O ₃	–	55,538	–	–	55,538	0,585
S	11,7	–	3	–	14,700	0,155
Итого	2969,5	2535,242	2994	1000	9498,742	100,000

- Окислительная дефосфорация при выплавке стали

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



По экспериментальным данным получено уравнение

$$\lg K_P = \lg \frac{x_{P_2O_5} \cdot \gamma_{P_2O_5}}{(x_{FeO} \cdot \gamma_{FeO})^{2,5} \cdot [P] \times f_P} = \frac{1120}{T} - 1,385, \quad (5)$$

При 1873 К: $\lg K_P = -0,787$; $K_P = 0,163$.

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 шлака (таблица 2.12):

Таблица 2.12 – Состав шлака дефосфорации

Состав шлака	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	Σ
n_{RO}	56	60	71	72	152	102	40	71	–
x_{RO}	0,704	0,318	0,043	0,258	0,004	0,017	0,285	0,013	1,642
n_{R+}	0,704	0,318	0,043	0,258	0,008	0,034	0,285	0,027	1,676
x_{R+}	0,420	0,189	0,025	0,154	0,005	0,020	0,170	0,016	1,000

По теории регулярных растворов В. А. Кожеурова найдем значения коэффициентов активности γ_{FeO} и $\gamma_{P_2O_5}$:

$$lg\gamma_{FeO} = \frac{1000}{T} \cdot [2,18 \cdot X_{Mn} \cdot X_{Si} + 5,9 \cdot (X_{Ca} + X_{Mg}) \cdot X_{Si} + 10,5 \cdot X_{Ca} \cdot X_P] \quad (6)$$

$$lg\gamma_{FeO} = 0,395$$

$$\gamma_{FeO} = 2,486$$

$$lg\gamma_{P_2O_5} = lg\gamma_{FeO} - \frac{10500}{T} \cdot X_{Ca} \quad (7)$$

$$lg\gamma_{P_2O_5} = -1,960$$

$$\gamma_{P_2O_5} = 0,011$$

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

$$lg f_P = 0,13 \cdot 0,410 - 0,032 \cdot 0,313 - 0,044 \cdot 0,109 + 0,028 \cdot 0,036 + 0,062 \cdot 0,011 = 0,046$$

$$f_P = 1,113$$

После преобразования формулы (1) получим выражение для коэффициента распределения фосфора между металлом и шлаком:

$$L_P = \frac{(P)}{[P]} = \frac{\mu_P \cdot K_P \cdot f_P \cdot (x_{FeO} \cdot \gamma_{FeO})^{2,5} \cdot \Sigma n_{RO}}{\gamma_{P_2O_5}}, \quad (8)$$

где μ_P – атомная масса фосфора.

$$L_P = \frac{31 \cdot 0,163 \cdot 1,113 \cdot (0,157 \cdot 2,486)^{2,5} \cdot 1,642}{0,011} = 80,554$$

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

$$[P_K] = \frac{100 \cdot [P_H] \cdot \lambda \cdot (P_H)}{100 + \lambda \cdot L_P}, \quad (9)$$

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

									Лист
									38
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР				

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

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

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

$$[P_K] = \frac{100 \cdot 0,020 \cdot \frac{9498,742}{139502,797} \cdot 0,943 \cdot \frac{20}{71}}{100 + \frac{9498,742}{139502,797} \cdot 80,554} = 0,011$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции

$$\frac{139502,797 - x}{0,020 - x} = \frac{100}{0,011}$$

$$x \approx 14,750 \text{ кг}$$

При этом образуется

$$P_2O_5 = \frac{14,750 \cdot 142}{62} = 33,782 \text{ кг.}$$

Основность шлака по окончании периода плавления

$$B = \frac{m_{CaO}}{m_{SiO_2}} = \frac{3745,400}{1809,564} = 2,07.$$

- Окислительный период
- Окисление элементов

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

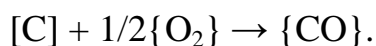
К концу окислительного периода в металле должно остаться углерода 0,05 %. Тогда останется в металле углерода

$$m_C = \frac{0,05}{100} \cdot 139502,797 = 69,751 \text{ кг.}$$

За окислительный период должно окислиться

$$572,000 - 69,751 = 502,249 \text{ кг.}$$

Окисление газообразным кислородом происходит по реакции



					22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		39

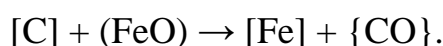
Количество кислорода, необходимого для окисления элементов, определяем по формуле (2):

$$m_{O_2}(C) = \frac{0,7 \cdot 502,249}{1 \cdot 12} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 468,766 \text{ кг};$$

образуется {CO}, определяем по формуле (3):

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot 502,249}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 820,340 \text{ кг}.$$

Окисление углерода оксидом железа (FeO) происходит по реакции:



Тогда количество оксида необходимого для окисления элемента составит:

$$m_{(FeO)}(i) = \frac{0,3 \cdot m_i}{v_i \cdot \mu_i} \cdot v_{FeO} \cdot \mu_{i_x j_y}, \text{ кг} \quad (10)$$

где 0,3 – доля элемента, окисляющегося за счет (FeO);

m_i, μ_i – масса и молекулярная масса элемента;

μ_{FeO} – молекулярная масса (FeO).

Количество оксида, образующегося в результате окисления оксидом (FeO), находим по формуле:

$$m_{i_x j_y} = \frac{0,3 \cdot m_i}{v_i \cdot \mu_i} \cdot v_{i_x j_y} \cdot \mu_{i_x j_y}, \text{ кг} \quad (11)$$

где $\mu_{i_x j_y}$ – молекулярная масса оксида.

Тогда количество (FeO), необходимого для окисления углерода,

$$m_{FeO}(C) = \frac{0,3 \cdot 502,249}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 72 = 904,048 \text{ кг};$$

образуется {CO}

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,3 \cdot 502,249}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 351,574 \text{ кг}.$$

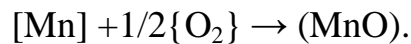
К концу периода должно остаться марганца 0,25 % или 348,757 кг.

Тогда окисляется марганца за период:

									Лист
									40
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР				

$$436,000 - 348,757 = 87,243 \text{ кг.}$$

Окисление марганца происходит по реакции



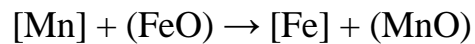
Потребуется кислорода на окисление марганца

$$m_{\text{O}_2}(\text{Mn}) = \frac{0,7 \cdot 87,243}{1 \cdot 55} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 17,766 \text{ кг;}$$

образуется (MnO)

$$m_{(\text{MnO})} = \frac{0,7 \cdot 87,243}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 78,836 \text{ кг.}$$

Окисление марганца оксидом железа (FeO) происходит по реакции



Количество (FeO), необходимое для окисления марганца,

$$m_{\text{FeO}}(\text{Mn}) = \frac{0,3 \cdot 87,243}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 72 = 34,263 \text{ кг;}$$

образуется (MnO)

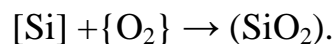
$$m_{(\text{MnO})} = \frac{0,3 \cdot 87,243}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 33,787 \text{ кг.}$$

К концу периода должно остаться кремния 0,01 % или 13,950 кг.

Тогда окислится кремния за период:

$$216,150 - 13,950 = 202,200 \text{ кг.}$$

Окисление кремния происходит по реакции



Потребуется кислорода на окисление кремния

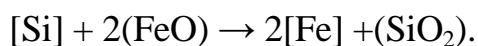
$$m_{\text{O}_2}(\text{Si}) = \frac{0,7 \cdot 202,200}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 32 = 161,760 \text{ кг;}$$

образуется (SiO₂)

$$m_{(\text{SiO}_2)} = \frac{0,7 \cdot 202,200}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 303,300 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		41

Окисление оксидом железа (FeO) происходит по реакции



Количество (FeO), необходимого для окисления кремния,

$$m_{\text{FeO}}(\text{Si}) = \frac{0,3 \cdot 202,200}{1 \cdot 28} \cdot 2 \cdot 72 = 311,966 \text{ кг};$$

образуется (SiO₂)

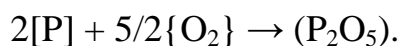
$$m_{(\text{SiO}_2)} = \frac{0,3 \cdot 202,200}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 129,986 \text{ кг}.$$

К концу периода фосфора останется 0,005 % или 6,975 кг.

Тогда окислится фосфора за период:

$$14,750 - 6,975 = 7,775 \text{ кг}.$$

Окисление фосфора происходит по реакции



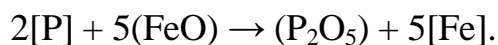
Потребуется кислорода на окисление фосфора

$$m_{\text{O}_2}(\text{P}) = \frac{0,7 \cdot 7,775}{2 \cdot 31} \cdot \frac{5}{2} \cdot 32 = 7,023 \text{ кг};$$

образуется (P₂O₅)

$$m_{(\text{P}_2\text{O}_5)} = \frac{0,7 \cdot 7,775}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 12,465 \text{ кг}.$$

Окисление фосфора оксидом железа (FeO) происходит по реакции



Количество (FeO), необходимого для окисления фосфора,

$$m_{\text{FeO}}(\text{P}) = \frac{0,3 \cdot 7,775}{2 \cdot 31} \cdot 5 \cdot 72 = 13,544 \text{ кг};$$

образуется (P₂O₅)

$$m_{(\text{P}_2\text{O}_5)} = \frac{0,3 \cdot 7,775}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 5,342 \text{ кг}.$$

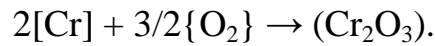
										Лист
										42
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР					

К концу периода останется хрома 0,10 % или 139,503 кг.

Тогда окислится хрома за период:

$$152,000 - 139,503 = 12,497 \text{ кг.}$$

Окисление хрома происходит по реакции



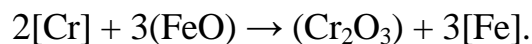
Потребуется кислорода на окисление хрома

$$m_{\text{O}_2}(\text{Cr}) = \frac{0,7 \cdot 12,497}{2 \cdot 52} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 4,037 \text{ кг;}$$

образуется (Cr_2O_3)

$$m_{(\text{Cr}_2\text{O}_3)} = \frac{0,7 \cdot 12,497}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 12,785 \text{ кг.}$$

Окисление хрома оксидом железа (FeO) происходит по реакции



Количество (FeO), необходимого для окисления фосфора,

$$m_{\text{FeO}}(\text{Cr}) = \frac{0,3 \cdot 12,497}{2 \cdot 52} \cdot 3 \cdot 72 = 7,787 \text{ кг;}$$

образуется (Cr_2O_3)

$$m_{(\text{Cr}_2\text{O}_3)} = \frac{0,3 \cdot 12,497}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 5,479 \text{ кг.}$$

Принимаем, что никель и медь в окислительный период из металла не удаляются.

Тогда суммарное количество кислорода, необходимого для окисления элементов,

$$M_{\text{O}_2} = \sum_{i=1}^n m_{\text{O}_2}(i) = 659,352 \text{ кг.}$$

Общее количество закиси железа для окисления элементов

$$M_{(\text{FeO})} = \sum_{i=1}^n m_{(\text{FeO})}(i) = 1271,608 \text{ кг.}$$

Для получения такого количества (FeO) потребуется кислорода

									Лист
									43
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					

22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР

$$[Fe] + 1/2\{O_2\} \rightarrow (FeO);$$

$$m_{O_2} = \frac{M_{(FeO)}}{\mu_{FeO}} \cdot \frac{1}{2} \mu_{O_2} = \frac{1271,608}{72} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 282,580 \text{ кг.}$$

При этом потребуется железа

$$m_{[Fe]} = \frac{M_{(FeO)}}{\mu_{FeO}} \cdot \mu_{Fe} = \frac{1271,608}{72} \cdot 56 = 989,028 \text{ кг.}$$

Содержание кислорода в металле к концу окислительного периода определяем по формуле (4):

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,05}{0,05} = 0,076 \text{ \%}.$$

В конце периода плавания содержание кислорода в металле было 0,015 %. Следовательно, необходимо повысить его содержание на 0,061 % или

$$m_{[O]} = \frac{0,061}{100} \cdot 139502,797 = 85,097 \text{ кг.}$$

Количество кислорода, необходимого в окислительный период,

$$m_{O_2} = 659,352 + 282,580 + 85,097 = 1027,029 \text{ кг.}$$

- Шлакообразование

Принимаем окисленность шлака периода окисления в 9 %. Величина отношения количества железа, содержащегося в компонентах шлака (FeO) и (Fe₂O₃), равна 2.

Тогда процентное содержание железа в шлаке от (FeO)

$$FeO_{(FeO)} = \frac{\mu_{Fe}}{\mu_{FeO}} \cdot 9\% = \frac{56}{72} \cdot 9\% = 7,000 \text{ \%},$$

а процентное содержание железа в шлаке от (Fe₂O₃)

$$Fe_{(Fe_2O_3)} = \frac{Fe_{(FeO)}}{2} = \frac{7,000}{2} = 3,500 \text{ \%}.$$

Следовательно, в шлаке окислительного периода содержится

$$(Fe_2O_3) = \frac{\mu_{Fe_2O_3}}{2 \cdot \mu_{Fe}} \cdot Fe_{(Fe_2O_3)}, \quad (11)$$

где $Fe_{(Fe_2O_3)}$ – содержание оксида в шлаке, %.

Тогда по формуле (7) содержание (Fe₂O₃) в шлаке

						22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			44

$$(Fe_2O_3) = \frac{160}{2 \cdot 56} \cdot 3,500 = 5,000 \%$$

Массу оксидов железа в шлаке окислительного периода можно найти по формулам:

$$m_{(FeO)} = \frac{(FeO)}{100} \cdot m_{\text{шл}}, \quad (12)$$

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{(Fe_2O_3)}{100} \cdot m_{\text{шл}}, \quad (13)$$

где (FeO), (Fe₂O₃) – содержание оксидов в шлаке, %.

После скачивания шлака периода плавления в ванне его осталось 20 % или 1899,748 кг. Тогда шлак периода плавления внесет (таблица 2.11):

$$CaO - \frac{39,430}{100} \cdot 1899,748 = 749,071 \text{ кг,}$$

$$MgO - \frac{11,413}{100} \cdot 1899,748 = 216,818 \text{ кг,}$$

$$SiO_2 - \frac{19,051}{100} \cdot 1899,748 = 361,921 \text{ кг,}$$

$$Al_2O_3 - \frac{1,710}{100} \cdot 1899,748 = 32,486 \text{ кг,}$$

$$FeO - \frac{18,596}{100} \cdot 1899,748 = 353,277 \text{ кг,}$$

$$Fe_2O_3 - \frac{5,097}{100} \cdot 1899,748 = 96,830 \text{ кг,}$$

$$P_2O_5 - \frac{0,943}{100} \cdot 1899,748 = 17,915 \text{ кг,}$$

$$MnO - \frac{3,020}{100} \cdot 1899,748 = 57,372 \text{ кг,}$$

$$Cr_2O_3 - \frac{0,585}{100} \cdot 1899,748 = 11,114 \text{ кг,}$$

$$S - \frac{0,155}{100} \cdot 1899,748 = 2,945 \text{ кг.}$$

Итого: 1899,748 кг.

					22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
						45
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Количество оксидов поступивших в шлак из металла за период окисления указано в таблице 2.13

Таблица 2.13 – Оксиды поступившие в шлак из металла, кг

MnO	SiO ₂	P ₂ O ₅	Cr ₂ O ₃	Итого
112,623	433,286	17,807	18,264	112,623

Новый шлак наводится присадкой извести. Для удаления фосфора из металла необходима основность шлака $B = 2,5...3$ (но по ТИ 123-Э-01-2015 $B = 1,8...2,0$). Принимая, $B = 1,9$, получим:

$$B = \frac{m_{(CaO),п.шл} + m_{(CaO),изв}}{m_{(SiO_2),п.шл} + m_{(SiO_2),изв}} = 1,9,$$

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.

Отсюда следует, что масса извести

$$m_{изв} = \frac{1,9 \cdot m_{(SiO_2),п.шл} - m_{(CaO),п.шл}}{\frac{CaO_{изв}}{100} - 1,9 \cdot \frac{SiO_2_{изв}}{100}}, \text{ кг} \quad (12)$$

где $CaO_{изв}$, $SiO_2_{изв}$ – содержание CaO и SiO₂ в извести, %.

Тогда масса извести по формуле (10)

$$m_{изв} = \frac{1,9 \cdot 795,207 - 749,071}{\frac{80}{100} - 1,9 \cdot \frac{12}{100}} = 1402,988 \text{ кг.}$$

Принимаем количество извести 1400 кг.

Известь внесет в шлак

$$CaO - \frac{79,0}{100} \cdot 1400 = 1106,000 \text{ кг,}$$

$$MgO - \frac{4,6}{100} \cdot 1400 = 64,400 \text{ кг,}$$

$$SiO_2 - \frac{13,0}{100} \cdot 1400 = 182,000 \text{ кг,}$$

$$Al_2O_3 - \frac{2,3}{100} \cdot 1400 = 32,200 \text{ кг,}$$

$$Fe_2O_3 - \frac{0,7}{100} \cdot 1400 = 9,800 \text{ кг,}$$

$$P_2O_5 - \frac{0,1}{100} \cdot 1400 = 1,400 \text{ кг,}$$

$$S - \frac{0,1}{100} \cdot 1400 = 1,400 \text{ кг.}$$

Итого: 1397,200 кг.

При этом образуется

$$CO_2 - \frac{0,2}{100} \cdot 1400 = 2,800 \text{ кг.}$$

Общая масса шлака без оксидов железа

$$1449,641 + 581,980 + 1387,400 = 3419,021 \text{ кг.}$$

Суммарное количество шлака найдем по формуле

$$m_{\text{шл}} = \frac{m'_{\text{шл}}}{1 - \frac{(Fe_2O_3) + (FeO)}{100}} \quad (13)$$

где $m'_{\text{шл}}$ – масса шлака без оксидов железа, кг;
 (FeO) , (Fe_2O_3) – содержание оксидов в шлаке, %.

Тогда по формуле (11)

$$m_{\text{шл}} = \frac{3419,021}{1 - \frac{5,000 + 9}{100}} = 3975,606 \text{ кг.}$$

Массы оксидов железа по формулам (8), (9):

$$m_{(FeO)} = \frac{9}{100} \cdot 3975,606 = 357,805 \text{ кг,}$$

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{5,000}{100} \cdot 3975,606 = 198,780 \text{ кг.}$$

Сопоставим эти данные с поступлением железа в шлак в окислительный период.

Из шлака периода плавления поступает: (FeO) – 353,277 кг, (Fe_2O_3) – 96,830 кг.

Из извести поступает: (Fe_2O_3) – 9,800 кг.

Итого: (FeO) – 353,277 кг, (Fe_2O_3) – 106,630 кг.

									Лист
									47
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР				

Следовательно, необходимо добавить оксидов железа в количестве: (FeO) – 4,528, (Fe₂O₃) – 92,150.

Для этого потребуется кислорода на образование (Fe₂O₃)

$$m_{O_2} = \frac{m_{(Fe_2O_3)}}{\mu_{Fe_2O_3}} \cdot \frac{3}{2} \cdot \mu_{O_2} = \frac{92,150}{160} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 26,536 \text{ кг,}$$

потребуется кислорода на образование (FeO)

$$m_{O_2} = \frac{m_{(FeO)}}{\mu_{FeO}} \cdot \frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2} = \frac{4,528}{72} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 2,012 \text{ кг.}$$

Потребуется железа на образование (Fe₂O₃)

$$m_{[Fe]} = \frac{m_{(Fe_2O_3)}}{\mu_{Fe_2O_3}} \cdot 2 \cdot \mu_{Fe} = \frac{92,150}{160} \cdot 2 \cdot 56 = 64,505 \text{ кг,}$$

потребуется железа на образование (FeO)

$$m_{[Fe]} = \frac{m_{(FeO)}}{\mu_{FeO}} \cdot \mu_{Fe} = \frac{4,528}{72} \cdot 56 = 3,522 \text{ кг.}$$

Количество и состав шлака окислительного периода представлен в таблице 2.14

Таблица 2.14 – Количество и состав шлака окислительного периода, кг

Компонент	Шлак периода плавления	Поступит из металла	Поступит из извести	Итого	Итого, %
CaO	749,071	–	1106,000	1855,071	46,661
MgO	216,818	–	64,400	281,218	7,074
SiO ₂	361,921	433,286	182,000	977,207	24,580
Al ₂ O ₃	32,486	–	32,200	64,686	1,627
FeO	353,277	4,528	–	357,805	9,000
Fe ₂ O ₃	96,830	92,150	9,800	198,780	5,000
P ₂ O ₅	17,915	17,807	1,400	37,122	0,934
MnO	57,372	112,623	–	169,995	4,276
Cr ₂ O ₃	11,114	18,264	–	29,378	0,739
S	2,945	–	1,400	4,345	0,109
Итого	1899,749	678,658	1397,200	3975,607	100,000

Количество железа, пошедшего на образование оксидов железа – 68,027 кг. Тогда железа в металле останется:

$$137\,504,950 - 68,027 = 137\,436,923 \text{ кг.}$$

Содержание кислорода, растворенного в металле в конце окислительного периода

$$m_{[O]} = \frac{0,076}{100} \cdot 139502,797 = 106,022 \text{ кг.}$$

Количество и состав металла в конце окислительного периода представлен в таблице 2.15

Таблица 2.15 – Количество и состав металла в конце окислительного периода

Содержание в металле	Элементы					
	C	Si	Mn	P	S	O
кг	69,751	13,950	348,757	6,975	50,000	106,022
%	0,050	0,010	0,251	0,005	0,036	0,076

Продолжение таблицы 2.15

Содержание в металле	Элементы				Итого
	Cr	Ni	Cu	Fe	
кг	139,503	261,025	275,000	137436,923	138707,906
%	0,101	0,188	0,198	99,084	100,000

- Определение количества и состава газов в периоды плавления и окисления
Общее количество {CO} составляет 1505,581 кг.

За время плавки расходуется 1,3 кг/т электродов. В период плавления расход составит 75 %, а в окислительный период 25 %. В электроде содержание углерода составляет 99 %, тогда окисляется углерода

$$m_C = \frac{1,3 \cdot 150}{100} \cdot 99 = 193,050 \text{ кг.}$$

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

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{0,7 \cdot 193,05}{12} \cdot 28 = 315,315 \text{ кг;}$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0,3 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{0,3 \cdot 193,05}{12} \cdot 44 = 212,355 \text{ кг.}$$

Количество кислорода, необходимого для окисления углерода, составит:

$$m_{O_2} = m_{CO} - m_C = 315,315 - 193,05 \cdot 0,7 = 180,180 \text{ кг;}$$

									Лист
									49
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР				

$$m_{O_2} = m_{CO_2} - m_C = 212,355 - 193,05 \cdot 0,3 = 154,440 \text{ кг.}$$

Итого, масса кислорода на окисление углерода равна 334,620 кг.

Общее количество требуемого кислорода за два периода составит 5806,949 кг.

Принимаем, что 2 % или 116,139 кг кислорода приходится на кислород воздуха.
Объем кислорода в воздухе

$$V_{O_2} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \cdot 116,139 = 81,297 \text{ м}^3.$$

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

$$V_N = \frac{100 - 21}{21} \cdot V_{O_2} = 305,832 \text{ м}^3.$$

Массовое содержание кислорода в воздухе 23 %, тогда

$$m_N = \frac{100 - 23}{23} \cdot m_{O_2} = 388,813 \text{ кг.}$$

Объем и масса воздуха:

$$V_B = V_{O_2} + V_N = 81,297 + 305,832 = 387,129 \text{ м}^3;$$

$$m_B = m_{O_2} + m_N = 116,139 + 388,813 = 504,952 \text{ кг.}$$

Количество необходимого газообразного кислорода определяется при условии, что коэффициент его использования $k_{исп} = 0,85$

$$m_{O_2} = \frac{100 - 2}{100} \cdot \frac{5806,949}{k_{исп}} = 6695,071 \text{ кг.}$$

Количество технического кислорода определяем из условия, что содержание кислорода в нем 99,9 %:

$$m_{O_{2,тех}} = \frac{6695,071}{99,9} \cdot 100 = 6701,773 \text{ кг;}$$

$$V_{O_{2,тех}} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_{2,тех}} = 4691,241 \text{ м}^3.$$

С кислородом вносится азота $6701,773 - 6695,071 = 6,702 \text{ кг.}$

При нагреве извести выделяется $\{CO_2\}$ 8,800 кг.

										Лист
										50
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР					

Определим количество влаги, вносимой воздухом из следующих условий:

$$t_{\text{в}} = 20 \text{ }^{\circ}\text{C}, p_{\text{в}} = 760 \text{ мм. рт. ст.}, f = 0,7, E = 17,5 \text{ мм. рт. ст.}$$

Влажность атмосферного воздуха

$$V_{\text{влаж.в}} = V_{\text{в}} \cdot \frac{273 + t_{\text{в}}}{273} \cdot \frac{p_{\text{в}}}{p_{\text{в}} - E \cdot f} = 387,129 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{760}{760 - 0,7 \cdot 17,5} = 422,297 \text{ м}^3.$$

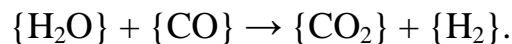
Количество водяного пара в 1 м³ атмосферного воздуха

$$p_{\text{в.пара}} = 0,29 \cdot \frac{E \cdot f}{273} = 0,29 \cdot \frac{17,5 \cdot 0,7}{273} = 0,013 \text{ кг/м}^3.$$

Масса влаги

$$m_{\text{вл}} = V_{\text{влаж.в}} \cdot p_{\text{в.пара}} = 422,297 \cdot 0,013 = 5,490 \text{ кг.}$$

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

$$m_{\{\text{H}_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{H}_2} = \frac{5,490}{18} \cdot 2 = 0,610 \text{ кг,}$$

$$m_{\{\text{CO}_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{CO}_2} = \frac{5,490}{18} \cdot 44 = 13,420 \text{ кг.}$$

Для этого необходима окись углерода в количестве

$$m_{\{\text{CO}\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{CO}} = \frac{5,490}{18} \cdot 28 = 8,540 \text{ кг.}$$

Принимаем, что 15 % газообразного кислорода, израсходованного в периоды плавления и окисления, ушло в атмосферу печи, т. е.

$$m_{\text{O}_2} = \frac{15}{100} \cdot 6695,071 = 1004,261 \text{ кг.}$$

Этот кислород вступит в реакцию с СО, в результате образуется углекислый газ в количестве

$$m_{\{\text{CO}_2\}} = \frac{m_{\text{O}_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{\text{O}_2}} \cdot \mu_{\text{CO}_2} = \frac{1004,261}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 2761,718 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		51

Для этого потребуется {CO} в количестве $2761,718 - 1004,261 = 1757,457$ кг.

Массовый и процентный состав газов за два периода представлен в таблице 2.16

Таблица 2.16 – Состав газов за два периода

Содержание газов	CO	CO ₂	H ₂	N ₂	Итого
кг	54,899	2996,293	0,610	395,515	3447,317
м ³	43,919	1525,386	6,832	316,412	1892,549
%	1,593	86,917	0,018	11,473	100,000

Таким образом, приходные и расходные статьи материального баланса имеют вид указанный в таблице 2.17

Таблица 2.17 – Материальный баланс плавки стали С345

Израсходовано, кг		Получено, кг	
А4	110 000	Металл	138 707,906
Чугун	10 000	Шлак	11 574,600
Металл предыдущей плавки	30 000	Газы	3 447,317
Известь	4 400	Пыли	12 249,062
Магнезиальный материал	1 000	в том числе: Fe ₂ O ₃ Ni Cr ₂ O ₃	12 233,979 3,975 11,108
Электроды	195		
Воздух	510,442		
Кислород	6 695,071		
Шлак предыдущей плавки	2 969,500		
Итого	165 770,013	Итого	165978,885

Невязка

$$\frac{165978,885 - 165770,013}{165770,013} \cdot 100 \% = 0,13 \%$$

Выход жидкой стали

$$y = \frac{138707,906}{150000} = 0,92.$$

Полученные расчеты находятся в пределах нормы, следовательно, расчеты произведены верно.

- Обработка стали в печи-ковше

Составим баланс обработки в печи-ковше стали С345. Дополнительное техническое условие: для гарантии выполнения требования заказчика по технологической пластичности и механическим свойствам (повышенные относительное сужение и ударная вязкость) необходимо иметь в стали не более 0,015 % серы, а также углерода 0,09 – 0,12 %.

									Лист
									52
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР				

Пользуясь справочными данными, находим химический состав стали С345 и делаем поправку на допустимое содержание серы (таблица 2.18).

Таблица 2.18 – Химический состав готовой стали, масс. %

Химический элемент	C*	Si	Mn	S*	P	Cr	Ni	Cu
Содержание	0,09 – 0,12	до 0,8	1,3 – 1,7	≤ 0,015	≤ 0,050	≤ 0,30	≤ 0,30	≤ 0,30

* С учетом требований заказчика

Состав жидкого полупродукта, полученного в ДСП, приведен в таблице 2.19

Таблица 2.19 – Состав жидкой стали полупродукта, масс. %

C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
0,050	0,010	0,251	0,005	0,036	0,101	0,188	0,198

Состав используемых ферросплавов и раскислителей приведен в таблице 2.20

Таблица 2.20 – Химический состав используемых материалов, масс. %

Материал	C	Mn	Si	Cr	S	P	Fe	Al
Ферросиликомарганец МнС17	1,56	67,1	17,5	–	0,02	0,02	13,8	–
Ферросилиций ФС65	0,07	0,2	66,7	–	0,007	0,023	33	–
Алюминий катанка	–	–	–	–	–	–	–	100

- Раскисление и легирование.

Определим количество ферросплавов (таблица 2.20), которое необходимо присадить в металл для получения заданного состава стали. При этом, учитывая увеличение массы металла в процессе обработки, зададим содержание легирующих несколько выше среднего (таблица 2.19). Величину присадок определим по формуле

$$M_{\text{фспл}} = \frac{M_{\text{ж.ст}} ([C]_{\text{гот.ст}} - [C]_{\text{исх}}) \cdot 100}{[C]_{\text{фспл}} (100 - K_{\text{уг}})}, \quad (14)$$

где $M_{\text{ж.ст}}$ – масса жидкой стали, кг;

$[C]_{\text{гот.ст}}$, $[C]_{\text{исх}}$ и $[C]_{\text{фспл}}$ – содержание легирующего элемента в готовой стали (среднее по данной марке стали), в ковше перед раскислением, и в ферросплаве соответственно, %;

$K_{\text{уг}}$ – угар элемента при раскислении (легировании), %.

При обработке в ковше-печи угар ниже, чем при легировании в ковше и в среднем составляет: алюминия и науглероживателя около 30 %, для кремния – 15 %, марганца, фосфора, железа и хрома – 0 %. Тогда количество присаживаемого ферросиликомарганца

$$M_{\text{MnC17}} = \frac{118000 \cdot (1,45 - 0,251) \cdot 100}{67,1 \cdot (100 - 0)} = 2109 \text{ кг.}$$

Он дополнительно внесет в расплав, с учетом угара:

$$\text{Mn: } 2109 \cdot 0,671 = 1415,139 \text{ кг;}$$

$$\text{Si: } 2109 \cdot 0,175 \cdot 0,85 = 313,714 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe: } 2109 \cdot 0,138 = 291,042;$$

$$\text{C: } 2109 \cdot 0,0156 \cdot 0,7 = 23,030 \text{ кг;}$$

$$\text{P: } 2109 \cdot 0,0002 = 0,422 \text{ кг;}$$

$$\text{S: } 2109 \cdot 0,0002 = 0,422.$$

Расход алюминия без расчета принимается 90 кг на плавку. С учетом 30 % угара в металл перейдет 63 кг алюминия.

Расход ферросилиция при усвоении кремния 85 % составит

$$M_{\text{ФС65}} = \frac{118000 \cdot (0,4 - 0,01) \cdot 100}{66,7 \cdot (100 - 15)} = 443 \text{ кг.}$$

$$\text{Si: } 443 \cdot 0,667 \cdot 0,85 = 251,159 \text{ кг;}$$

$$\text{Mn: } 443 \cdot 0,002 = 0,886 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe: } 443 \cdot 0,33 = 146,190;$$

$$\text{C: } 443 \cdot 0,0007 \cdot 0,7 = 0,217 \text{ кг;}$$

$$\text{P: } 443 \cdot 0,00023 = 0,102 \text{ кг;}$$

$$\text{S: } 443 \cdot 0,00007 = 0,031.$$

Расход углеродистого порошка с учетом угара

$$M_{\text{C}} = \frac{118000 \cdot (0,10 - 0,05) \cdot 100}{99,795 \cdot (100 - 30)} = 61 \text{ кг.}$$

										Лист
										54
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР

- Состав и количество шлака.

Шлаковая смесь, загружаемая в ковш, состоит из извести и глинозема. Расход смеси составляет 1500 кг на плавку (примерно 1400 кг извести и 100 кг глинозема). Шлаковая смесь внесет из извести:

$$\text{CaO: } 1400 \cdot 0,80 = 1260 \text{ кг;}$$

$$\text{MgO: } 1400 \cdot 0,046 = 64,4 \text{ кг;}$$

$$\text{SiO}_2: 1400 \cdot 0,12 = 28 \text{ кг;}$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3: 1400 \cdot 0,023 = 32,2 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3: 1400 \cdot 0,007 = 9,8 \text{ кг;}$$

$$\text{P}_2\text{O}_5: 1400 \cdot 0,001 = 1,4 \text{ кг.}$$

из глинозема

$$\text{Al}_2\text{O}_3: 100 \cdot 0,99 = 99 \text{ кг;}$$

$$\text{SiO}_2: 100 \cdot 0,01 = 1 \text{ кг.}$$

Содержание в глиноземе Fe_2O_3 за малостью пренебрегаем.

В шлак переходит оксидов – продуктов раскисления в результате присадки ферросплавов:

в результате угара окислится кремния: $1197,265 \cdot 0,667 \cdot 0,15 = 179,590 \text{ кг;}$

из остальных ферросплавов: 55,361 кг.

Всего окислится кремния:

$$179,59 + 55,361 = 234,951 \text{ кг.}$$

При этом образуется:

$$\text{SiO}_2: 234,951 \cdot \frac{60}{28} = 503,466 \text{ кг.}$$

Помимо кремния в результате окисления алюминия в шлак перейдет

$$\text{Al}_2\text{O}_3: 27 \cdot \frac{102}{54} = 51 \text{ кг.}$$

При износе футеровки в зоне шлакового пояса 1,2 кг/т или 141,6 кг на плавку в шлак перейдет:

$$\text{MgO: } 141,6 \cdot 0,92 = 130,272 \text{ кг;}$$

$$\text{SiO}_2: 141,6 \cdot 0,08 = 11,328 \text{ кг;}$$

Переходом этих оксидов в шлак с допустимой точностью можно пренебречь.

										Лист
										55
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР					

По результатам проведенных расчетов можно определить количество состав образующего шлака.

Результат оформим в таблица 2.21

Таблица 2.21 – Количество и состав шлака в ковше-печи

Источник поступления	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	MgO	Итого
Известь	1260,000	32,200	28,000	9,800	64,400	1394,400
Глинозем	–	99,000	1,000	–	–	100,000
Продукты раскисления	–	51,000	503,466	–	–	554,466
Футеровка	–	–	11,328	–	130,272	141,600
Итого, кг	1260,000	182,200	543,794	9,800	194,672	2190,466
Итого, %	57,522	8,318	24,826	0,447	8,887	100,000

Рассматривая результаты расчетов, приведенные в таблице 2.21, следует сделать два замечания:

1. По сравнению с обычным для обработки стали в печи-ковше содержанием SiO₂ (3...7 %), фактическое значение более высокое. Это связано с тем, что обработке подвергали сталь, легированную кремнием. Присадка большого количества ферросилиция вызвала и образование большого количество кремнезема. Понизить его содержание в шлаке можно присадкой большого количества шлаковой смеси (CaO + Al₂O₃). Это в определенной мере и было учтено в расчете, что привело к образованию большого для условия обработки в печи-ковше количества шлака (5,1 кг, хотя обычно его количество не превышает 3...4 % от массы металла). Дальнейшее увеличение количества присаживаемой шлаковой смеси нецелесообразно.

2. Полученное расчетом содержание Fe₂O₃ = 0,447 % высоко и может быть лишь в начале процесса. По ходу его развития этот оксид расходуется на окисление раскислителей и вдуваемого углерода.

Таким образом, Fe₂O₃ выступает как дополнительный окислитель, дополняя растворенный в стали кислород.

- Десульфурация.

Вследствие наводки в печи-ковше активного шлака с высокой десульфурующей способностью в условиях интенсивного перемешивания вдуваемым аргоном коэффициент распределения серы между шлаком и металлом $L_s = (S)/[S]$ достигает 500...1000. Учитывая повышенное содержание в шлаке SiO₂ и высокие требования заказчика, принимаем эту величину равной 250, т. е. в два раза меньше нижнего значения.

Рассчитаем содержание серы в стали после обработки в ковше-печи:

$$[S] = \frac{[S]_0}{(1 + L_s \cdot a)} \cdot 100\%, \quad \dots \quad (15)$$

где a – количество шлака в % от массы металла;

$[S]_0$ и $[S]$ – содержание серы в стали в исходном (до обработки) и конечном (после обработки) состояниях. Вносимой ферросплавами серой можно пренебречь.

Тогда конечное содержание серы в металле гарантированно не превысит

$$[S] = 0,022 / (1 + 250 \cdot 1,856 / 100) = 0,008 \%$$

Это содержание серы при обычной технологии обработки значительно ниже допустимого техническими условиями и дополнительных мер по снижению серы в металле принимать не требуется.

- Количество газа.

В процессе обработки в печи-ковше газ образуется в основном в результате окисления углерода и потерь при прокаливании шлаковых материалов. При наведении шлака выделится:

из извести:

$$1400 \cdot 0,2 = 280 \text{ кг};$$

30 % угара углерода, вдуваемого в металл с образованием CO:

$$61 \cdot 0,3 \cdot 28 / 12 = 42,700 \text{ кг};$$

30 % угара углерода, вносимого остальными ферросплавами:

$$7,173 \cdot 0,3 \cdot 28 / 12 = 16,737 \text{ кг}.$$

Итого образуется газа:

$$280 + 42,7 + 16,273 = 338,973 \text{ кг}.$$

Используемый при продувке аргон не учитывается, так как инертный газ с компонентами стали и шлака не взаимодействует.

Аргон проходит ванну и без изменения количества из нее уходит.

Выход жидкой стали.

Для составления баланса металла определим, сколько всего внесено компонентов полупродуктом, ферросплавами с учетом фактического химического состава ферросплавов. При этом учтем, что углерод в графитовом порошке – неметалл и не растворен в жидком металле. Однако он переходит в жидкий металл и после этого является компонентом стали.

Углерод поступает с полупродуктом, ферросплавами и порошком науглероживателя.

					22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
						57
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Невязка 706,031 кг или 0,57 %.

Полученные расчеты находятся в пределах нормы, следовательно, расчеты произведены верно.

2.2 Тепловой баланс печи

Приход тепла.

Тепло, вносимое электрической энергией, Q_1 .

На ОАО «АМЗ» расход электрической энергии фиксируется приборами учета электроэнергии.

Важным параметром, характеризующим использование электроэнергии, является коэффициент полезного действия, учитывающий потери энергии при подводе ее к рабочему пространству печи на ДСП-120 в ЭСПЦ – $2 \eta = 90\%$.

Расход электроэнергии, с учетом подогрева лома и наличия газокислородных горелок и времени их работы, равен 350 кВт·ч/т. Для пересчета кВт·ч в МДж используется переводной коэффициент 3,6 (1 Вт/ч = 3600 Дж/ч).

Расчет проведем на 100 кг шихты. Зададимся расходом электрической энергии, равным 350 кВт·ч/т стали, или 35 кВт·ч на 100 кг. Тогда с учетом электрического КПД $\eta = 0,9$

$$Q_1 = 35 \cdot 3,6 \cdot 0,9 = 113,40 \text{ МДж.}$$

Тепло, вносимое газокислородными горелками, Q_2 .

Вносимое горелками тепло определяется по формуле

$$Q_{\text{гор}} = N_{\text{гор}} \cdot \tau \cdot P_{\text{гор}} \cdot 3,6, \quad (16)$$

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

τ – время работы горелки, ч;

$P_{\text{гор}}$ – мощность горелки, кВт;

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

ДСП на «АМЗ» оборудована 4 газокислородными горелками по 3,3 МВт каждая. Продолжительность их работы за плавку 10 минут (0,17 часа).

$$Q_{\text{гор}} = 4 \cdot 0,17 \cdot 3,3 \cdot 10^3 \cdot 3,6 = 8078,4 \text{ МДж.}$$

С учетом емкости печи количество тепла, внесенного горелками, приведенное к 100 кг металлошихты составит: $Q_2 = 6,73 \text{ МДж}$.

Тепло, вносимое в печь шихтовыми материалами, Q_3 .

Расчет энтальпии ведется по формуле

$$\Delta H_k = M_k \cdot c_k \cdot \Delta t_k, \quad (17)$$

где ΔH_k – изменение энтальпии соответствующего компонента;

					22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		59

M_k – масса компонента;
 c_k – теплоемкость компонента;
 Δt_k – изменение температуры компонента.

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

$$H_{\text{л}} = 100 \cdot 0,538 \cdot 10^{-3} \cdot 400 = 21,52 \text{ МДж.}$$

Энтальпией остальных компонентов пренебрегаем, т. к. их подается очень мало.

Итого энтальпия шихты составит: $Q_3 = \Delta H = 21,52 \text{ МДж.}$

Тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций, Q_4 .

В процессе ведения плавки происходит окисление имеющихся в шихте компонентов (в первую очередь Si, Mn, C и Fe). Точно учесть количество тепла, выделившееся при их протекании, на практике сложно из-за неоднородности химического состава шихты. Кроме того, при введении в печь избытка кислорода происходит избыточное окисление железа, а при введении малого количества кислорода часть углерода может не окислиться.

$$Q_4 = M_{\text{Si}}q_{\text{Si}} + M_{\text{Mn}}q_{\text{Mn}} + M_{\text{C}}q_{\text{C}} + M_{\text{Fe}}q_{\text{Fe}} + M_{\text{Cr}}q_{\text{Cr}}, \quad (18)$$

где M_i – масса соответствующего элемента, окислившегося за всю плавку по материальному балансу;

q_i – тепловой эффект реакции его окисления.

В расчете условно принимаем, что все элементы окисляются по реакции $x\text{Me} + y\text{O} = \text{Me}_x\text{O}_y$. С учетом материального баланса запишем, что окислится:

$$\text{Si до SiO}_2: 0,305 \cdot 28,4 = 8,66 \text{ МДж;}$$

$$\text{Mn до MnO: } (0,137 + 0,114) \cdot 6,99 = 1,75 \text{ МДж;}$$

$$\text{Cr до Cr}_2\text{O}_3: (0,007 + 0,006) \cdot 11 = 0,14 \text{ МДж;}$$

$$\text{Fe до FeO: } (0,197 + 0,334) \cdot 4,76 = 2,53 \text{ МДж;}$$

$$\text{Fe до Fe}_2\text{O}_3: (0,197 + 0,059) \cdot 7,36 = 1,89 \text{ МДж;}$$

$$\text{C до CO: } (0,033 + 0,480) \cdot 11,3 = 5,8 \text{ МДж.}$$

Итого $Q_4 = 20,77 \text{ МДж.}$

В процессе плавки часть графита окисляется до CO, часть – до CO₂, часть попадает в металл, а часть выносится в виде пыли с отходящими газам.

					22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
						60
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

При составлении теплового баланса принимают те же допущения, что и при составлении материального баланса (расход электродов 2 кг/т, 2/3 этого количества попадает в металл и учитывается при окислении углерода из расплава, остальное сразу окисляется до CO).

Итого за плавку приход тепла в печь: $Q_{\text{п}} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4$, Дж,

$$Q_{\text{п}} = 113,40 + 6,73 + 21,52 + 20,77 = 162,42 \text{ МДж.}$$

Расход тепла.

Тепло, идущее на нагрев, плавление и перегрев до заданной температуры металла, шлака и легирующих добавок, Q_5 .

В процессе плавки происходит расплавление лома, шлакообразующих и легирующих элементов (если они вводятся в шихту). Количество тепла каждой составляющей определяется исходя из материального баланса по формулам:

$$H_M = M_M \cdot [c_1 \cdot (t_{\text{пл}} - t_o) + q_M + c_2 \cdot (t_{\text{вып}} + t_{\text{пл}})], \quad (19)$$

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

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

c_2 – средняя температура металла в интервале температуры от плавления до выпуска;

t_o – температура скрапа при завалке;

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

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

q_M – теплота плавления металла.

Теплоемкость компонентов определяется по справочным данным. Средняя теплоемкость определяется следующим образом. Так как лом подогревали до 400°C, то берется средняя теплоемкость материала в диапазоне от 400°C до температуры плавления.

Для стали рядовых марок можно принять $q_M = 284$ кДж/кг, $q_{\text{шл}} = 58$ кДж/кг, $c_{\text{жидк.ст}} = 0,79$ кДж/град, $c_{\text{шл}} = 1,05$ кДж/кг. Температура плавления углеродистой стали 1350 °С, образующего шлака – 1550 °С.

Средняя теплоемкость для лома:

$$c_1 = (0,536 + 0,670)/2 = 0,603 \text{ кДж/град,}$$

тогда

$$H_{\text{Лом}} = 70 \cdot [0,603 \cdot (1350 - 400) + 284 + 0,79 \cdot (1630 - 1350)] = 75,46 \text{ МДж.}$$

					22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		61

Для скрапа

$$c_1 = (0,683 + 0,540)/2 = 0,612 \text{ кДж/град,}$$

тогда

$$H_{\text{Скрап}} = 30 \cdot [0,612 \cdot (1350 - 400) + 284 + 0,79 \cdot (1630 - 1350)] = 30,23 \text{ МДж.}$$

Для сталеплавильного шлака можно принять сумму энтальпий нагрева и плавления $q = 1890 \text{ кДж/кг}$ и записать уравнение:

$$H_{\text{шл}} = 4,92 \cdot [1890 + 1,05 \cdot (1630 - 1550)] = 9,71 \text{ МДж.}$$

$$\text{Итого: } Q_5 = 75,46 + 30,23 + 9,71 = 115,4 \text{ МДж.}$$

Тепло идущее на протекание эндотермических реакций, Q_6 .

Данная статья определяется по материальному балансу плавки и включает в себя потери тепла на разложение карбонатов извести.

Согласно материальному балансу, при прокаливании недообоженной извести выделяется:

$$0,101 \text{ кг (в период плавления)} + 0,003 \text{ кг (в окислительный период)} = 0,104 \text{ кг CO}_2.$$

При нормальных условиях это количество газа займет:

$$22,4 \cdot 10^{-3} \cdot 104/44 = 52,95 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3. \text{ На это потребуется } 97,27 \cdot 10^{-3} \cdot 7,21 = 0,38 \text{ МДж.}$$

$$\text{Итого: } Q_6 = 0,38 \text{ МДж.}$$

Потери тепла через футеровку, Q_7 .

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

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

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

$$Q_{\text{сл}} = \lambda \cdot (t_1 - t_2) \cdot F \cdot \tau / \delta, \quad (20)$$

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

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

F – площадь поверхности теплообмена, м²;

τ – время, ч;

δ – толщина слоя, м.

									Лист
									62
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					

22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР

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

$$Q_{\text{кож}} = \alpha \cdot (t_{\text{к}} - t_{\text{в}}) \cdot F \cdot \tau, \quad (21)$$

где α – суммарный коэффициент теплоотдачи излучением и конвекцией, Дж/(м²·ч·К);

$t_{\text{к}}$ – температура на внешней поверхности кожуха, К;

$t_{\text{в}}$ – температура окружающего воздуха, К.

На действующей печи известны степень черноты кирпичной кладки и кожуха, значения температуры $t_{\text{к}}$ геометрия печи. Для ДСП температура внутренней поверхности кладки $t_{\text{вн}}$ для подины принимается равной температуре жидкого металла в ванне. Средняя температура воздуха принимается равной 20 °С. При этом значение α зависит от другой неизвестной – температуры кожуха $t_{\text{к}}$. Значение же $t_{\text{к}}$ в свою очередь зависит от температуры подины печи, толщины и теплопроводности материала кладки. На теплопроводность материала влияет средняя температура футеровки. Поэтому Q_7 рассчитывают методом последовательных приближений. Для этого в первую очередь задаются температурой кожуха $t_{\text{к}}$. Так как есть дополнительный слой теплоизоляции $t_{\text{к}}$ равно 100 °С.

Затем определяем среднюю температуру футеровки

$$t_{\text{ср}} = (t_{\text{вн}} - t_{\text{к}})/2. \quad (22)$$

По справочной литературе для данной $t_{\text{ср}}$ находим коэффициент теплопроводности материала λ по рис. 6 определяем значение α , соответствующее данной температуре кожуха. Далее вычисляем значение теплового потока $q_7 = Q_7/F$ и сравниваем его величину с приведенным на том же рисунке $q_{\text{окр}}$.

Определяем среднюю температуру футеровки, зная, что в среднем за плавку температура металла составит 1500 °С, продолжительность плавки – 45 минут, диаметр кожуха ~ 6,85 м² (рисунок 2):

$$t_{\text{ср}} = (1500 - 100) = 700 \text{ °С.}$$

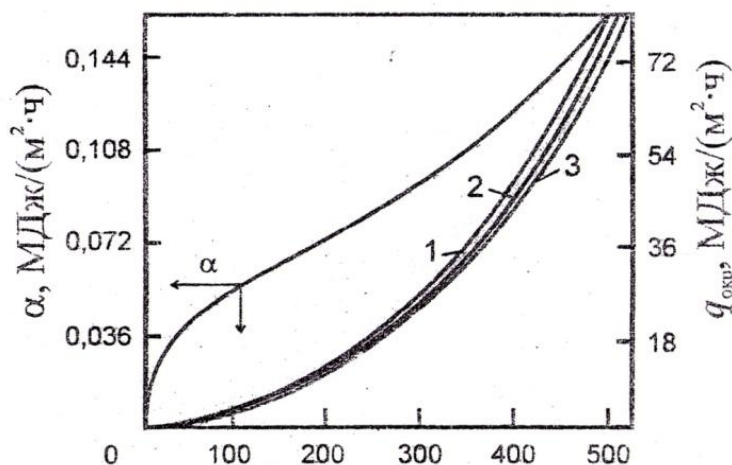


Рисунок 2 – Зависимость коэффициента суммарной теплоотдачи α и удельного

теплового потока, теряемого поверхностью печи в окружающую среду при t_b : 10 °С – 1; 20 °С – 2; 30 °С – 3

Согласно справочным данным коэффициент теплопроводности магнезиальной футеровки при 700 °С $\lambda = 6,28 - 0,0027 \cdot 700 = 4,39$ Вт/(м² · °С). По рис. 2 находим $\alpha = 0,059$ МДж/м² · ч. Тогда $Q_{\text{кож}} = 0,059 \cdot (100 - 20) \cdot 6,85 \cdot 0,75 = 24,25$ МДж.

Проверяем: $q = 24,25/6,85 = 3,54$ МДж/(м² · ч). Согласно рис. 6 $q_{\text{окр}} \sim 3,85$ МДж/(м² · ч).

Разница не превышает 10 %, расчет считается законченным и окончательно принимаем $Q_{\text{кож}} = 24,25$ МДж. С учетом того, что расчет выполняется на 100 кг, $Q_7 = 0,02$ МДж.

Потери тепла через водоохлаждаемые панели, Q_8 .

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

$$Q_8 = c_b \cdot V_b \cdot (t_{\text{вых}} - t_{\text{вх}}) \cdot \tau, \quad (23)$$

где c_b – теплоемкость воды, 4,2 МДж/(м³ · К);

V_b – часовой расход воды через элемент (или всю печь), м³/ч;

$t_{\text{вых}}$ – температура воды на выходе, °С;

$t_{\text{вх}}$ – температура воды на входе, °С;

τ – время, ч.

Анализ работы ДСП на ПАО «АМЗ» показал, что при соблюдении температурного режима расход воды на охлаждение стеновых панелей составляет ~ 350 м³/ч, и 95 м³/ч на охлаждение сводовых панелей.

Потери тепла на охлаждение стен составят:

$$Q_{\text{ст}} = 4,2 \cdot 350 \cdot (40 - 20) \cdot 0,75 = 26400 \text{ МДж}$$

на плавку (120 т) или 18,38 МДж на 100 кг.

Потери тепла на охлаждение свода составят:

$$Q_{\text{св}} = 4,2 \cdot 95 \cdot (40 - 20) \cdot 0,75 = 5985 \text{ МДж}$$

на плавку (120 т) или 4,98 МДж на 100 кг.

Итого: $Q_8 = 19,38 + 4,98 = 24,36$ МДж.

Потери тепла излучением через открытые окна и отверстия, Q_9 .

Во время плавки рабочее окно постоянно закрыто, поэтому потерями тепла через рабочее окно можно пренебречь, так как расчет ведется на 100 кг металлошихты.

									Лист
									64
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР				

Потери тепла с отходящими газами, Q_{10} .

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

На печи в системе газопроводов имеются специальные датчики, фиксирующие температуру, состав и расход газа. Измеряя скоростной напор Δp , рассчитывают скорость и расход уходящих газов по формуле:

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot g \cdot \Delta p}{\rho_r}}; \quad (24)$$

$$V_1 = 3600 \cdot \omega \cdot F; \quad (25)$$

$$V_o = 273 \cdot \frac{V_1}{T_{yx}}, \quad (26)$$

где ω – скорость газового потока, м/с;

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

Δp – скоростной напор, Па;

ρ_r – плотность уходящих газов, кг/м^3 ;

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

F – площадь сечения патрубка, м^2 ;

V_o – количество газов, уходящих из печи (приведенные к температуре 0°C), $\text{м}^3/\text{ч}$;

T_{yx} – температура уходящих газов, К.

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

$$Q_{10} = V_o \cdot c_{\text{сух}} \cdot T_{\text{сух}} \cdot \tau,$$

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

В среднем на печи перепад давления между печью и атмосферой составляет 2Па, плотность отходящих газов – $1,5 \text{ кг/м}^3$, площадь сечения патрубка газоотсоса из печи – 6 м^2 , температура отходящих газов в среднем за плавку – 1200°C . Тогда

$$\omega = 5,1 \text{ м/с};$$

$$V_1 = 3600 \cdot 5,11 \cdot 4,5 = 82782 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$V_o = 273 \cdot 82782/1200 = 18833 \text{ м}^3.$$

					22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		65

Тогда количество тепла, уносимое газами из печи за плавку,

$$Q_{10} = 18833 \cdot 1430 \cdot 1200 \cdot 0,75 = 24,23 \cdot 10^9 \text{ Дж},$$

или в пересчете на 100 кг 21,8 МДж.

Итого за плавку расход тепла

$$Q_p = 115,4 + 0,64 + 0,02 + 23,36 + 0,0 + 20,2 = 159,62 \text{ МДж}.$$

Полученный тепловой баланс плавки стали С345 в ДСП-120 приведен в таблице 24. Невязка 0,29 %.

Таблица 24 – Тепловой баланс плавки стали в ДСП-120

Поступило тепла, МДж		Расход тепла, МДж	
Электроэнергия	113,40 (69,82 %)	Энтальпия продуктов	115,40 (71,26 %)
Тепло горелок	6,73 (4,14 %)	Тепло химических реакций	0,38 (0,24 %)
Энтальпия шихты	21,52 (13,25 %)	Потери с охлаждающей водой	(24,36) (15,04 %)
Тепло химических реакций	20,77 (12,79 %)	Потери с отходящими газами	(21,80) (13,46 %)
Итого	162,42	Итого	161,94

Выводы по разделу 2

В работе приведен расчет материального баланса плавки стали С345. Результаты расчета показывают, невязку 0,13%, что допустимо в пределах нормы менее 1. Также произведен расчет теплового баланса печи. Результаты расчета показывают, невязку 0,29, что допустимо в пределах нормы 0,5%. Следовательно, расчеты произведены верно.

3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства

Под дефектом понимается нарушение сплошности металла.

Дефекты формируются в процессе затвердевания и могут развиваться как внутри литой заготовки, так и на внешней поверхности. Они оказывают негативное влияние на производство вызывая отбраковку или увеличение себестоимости производства в результате необходимости приведения заготовок в соответствии с техническими условиями.

Дефекты делятся на четыре основные группы:

- дефекты формы (геометрии) такие как: вздутие, вогнутость, ромбичность, овальность и другие;

- дефекты поверхности – поперечные и продольные трещины, вмятины, поверхностный шлак и другие;

-внутренние дефекты – внутренние трещины, газовые пузыри, флокены и т.д.

В связи с возможным воздействием на служебные свойства детали дефекты могут быть критическими, значительными и малозначительными.

При систематизации принимают во внимание характер, размеры, месторасположения дефекта на детали, характерные черты деталей и продуктов, их предназначение, требования использования (эксплуатации) [21].

В практике использования средств нормоконтроля (НК) не имеется абсолютного соотношения определения «дефект» ГОСТовскому определению.

Как правило, под дефектом подразумевают нарушения сплошности использованного материала, обнаруженные средствами НК. Взаимосвязь такого понятия с ГОСТовским значением вводится посредством распределения дефектов в допустимые (требованиями нормативно-технической документации – НТД) и недопустимые.

Допустимые в свою очередь разделяются на фиксируемые, либо регистрируемые (в соответствии с требованиями НТД) и никак не фиксируемые.

Дефекты подразделяют на явные, скрытые, критические, значительные и малозначительные, исправимые и неисправимые.

Явные поверхностные дефекты выявляют на глаз, а внутренние скрытые и поверхностные, незримые глазом, – особыми средствами.

Критическим называют недостаток, при присутствии которого использование продукции по назначению нельзя либо исключается из-за несоответствия безопасности либо надежности.

Значительный – недостаток, который существенно оказывает большое влияние в использовании продукции согласно назначению и (либо) в её надежность, однако никак не является критическим.

Малозначительный – недостаток, что никак не оказывает воздействия на использование продукта согласно назначению и (или) в её надежности [20].

										Лист
										67
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР					

3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения

Дефекты прокатного происхождения являются следствием нарушения или несовершенства технологии прокатки, настройки станов нагрева металла перед прокаткой при производстве блюмов, катанной заготовки, а также при их дальнейшей переработке в трубы. Дефекты поверхности изображены на рисунке 3.

Пузырь-вздутие - это дефект поверхности в виде локализованного вспучивания металла с последующим его прикатыванием и часто с разрывом по контур.

Плена - это дефект поверхности, представляющий собой отслоение металла языкообразной или неправильной формы, соединенное с основным металлом одной стороной, явившийся следствием раскатки дефекта сляба или следов его грубой зачистки. Образуется вследствие раскатки или расковки рванин, подрезов, следов глубокой зачистки дефектов или сильной выработки валков.

Раскатанная трещина - это дефект поверхности, представляющий собою разрыв металла, возникший при раскатке трещины литой заготовки. Образуется из-за раскатки продольной либо поперечной трещины слитка либо литой заготовки.

Прикромочные закаты - дефект поверхности листов, представляющий собой несплошности, одиночные или многочисленные, прямолинейные или извилистые, различной протяженности и степени раскрытия, ориентированные в направлении наибольшей вытяжки металла при прокатке. Образуются вследствие закатывания грубых следов зачистки и глубоких рисок.

Отпечатки - это дефекты поверхности в виде выступов или углублений, одиночных или периодически повторяющихся по длине листа. Образуется в результате прокатки или правки листа при дефекте валков или налипания на них инородных частиц.

Рябизна - это дефект поверхности в виде мелких углублений от выпавшей окалины, сгруппированных в полосы различной протяженности и ширины. Образуется в результате прокатки или правки листа при вдавливании окалины.

Раковины от окалины - это дефект поверхности в виде отдельных углублений, частично вытянутых вдоль направления прокатки, образующихся при выпадении вкатанной окалины; дефект имеет шероховатое дно, переход от основного металла к кратеру дефекта - плавный, границы - размытые.

Раковины от окалины отличаются от рябизны большими размерами и меньшим количеством. Образуется в результате прокатки или правки листа при вдавливании окалины.

Вкатанные металлические частицы - это дефект поверхности листа в виде приварившихся и закатанных частиц металла.

Металлические частицы, вкатанные в процессе горячей прокатки (т.е. при повышенных температурах), не выступают над поверхностью листа, имеют одинаковую степень окисленности с основным металлом, не сопровождаются ореолом. Образуется в результате прокатки или горячей правки листа при вдавливании металлических частиц.

										Лист
										68
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР					

Раковина - дефект поверхности в виде одиночного углубления, образовавшегося при выпадении вкатанной инородной частицы; может располагаться вдоль направления прокатки. Характерный для повышенных температур, дефект не сопровождается ни ореолом, ни образованием наплывов металла по его контуру. Дно дефекта может быть гладким или рельефным, в зависимости от состояния поверхности вдавливаемой частицы. Образуется при выпадении вкатанной при прокатке инородной частицы.

Вдав - углубления различной формы и переменной глубины, единичные или множественные, произвольно расположенные на поверхности листа или трубы. Глубокие дефекты сопровождаются выступом – наплывом металла. В отдельных случаях дефекты повторяют контур инородных частиц, послуживших причиной их образования, и сопровождаются ореолом. Образуется при выпадении вкатанной или вдавленной в холодном состоянии инородного тела [18].

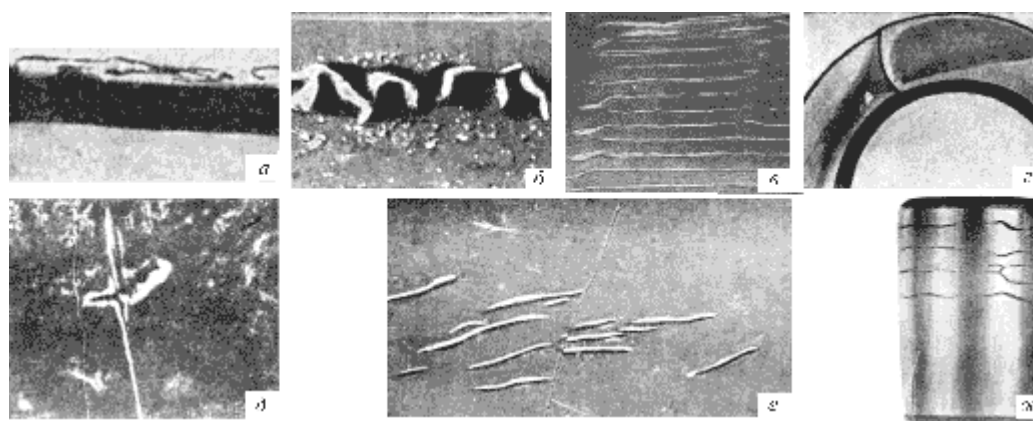


Рисунок 3 — Дефекты поверхности металлопродукции:

- а) плены; б) пузыри на поверхности; в) трещины при сильном наклепе;
- г) трещина, вызванная шлифовальным прижогом;
- д) забоины; е) закалочные трещины; ж) шлифовочные трещины;
- (е и ж — выявлены магнитным порошком)

3.3 Диагональные искажения - ромбичность

Ромбичность (разность диагоналей), трапециедалность – искажение профиля заготовки, образуется как в кристаллизаторе, так и далее, в зоне вторичного охлаждения непрерывнолитых заготовок. Является результатом прогрессирующего коробления оболочки слитка, зародившегося в кристаллизаторе и проявляющегося уже на расстоянии 100...150 мм от мениска.

Оболочка слитка в районе тупых углов, которые уже не имеют контакта со стенками кристаллизатора, затвердевает с меньшей скоростью, чем в районе острых углов, имеющих контакт. Такое положение сохраняется в течение всего времени пребывания оболочки слитка в кристаллизаторе, поэтому чем длиннее кристаллизатор, тем, при прочих равных условиях, больше ромбичность заготовок.

Она значительно возрастает в течение первой минуты пребывания слитка в зоне вторичного охлаждения. Затем, после выравнивания толщины оболочки по поперечному сечению, рост ромбичности прекращается (рисунок 3.1).

										Лист
										69
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР					

При мягком вторичном охлаждении увеличение ее после выхода оболочки из кристаллизатора замедляется.

Образование ромбичности в непрерывнолитых заготовках является процессом автокаталитического увеличения разнотолщинности оболочки, образовавшейся вблизи зеркала металла. В зоне вторичного охлаждения рост ромбичности может прекратиться, оставаясь на минимальном уровне, или прогрессировать. Может развиваться от местной, локальной (на отдельном участке одной заготовки), до периодической на нескольких заготовках и до постоянной - на всех заготовках данного ручья (ручьев) отдельной плавки или нескольких плавов. Величина и направление может изменяться даже по длине одной заготовки.

Трапециедальность более характерна для узких граней прямоугольной заготовки.

Распознавание дефекта – выявляется визуально.

Причины образования – первичное охлаждение, неравномерный теплоотвод в кристаллизаторе (неравномерная подача шлакообразующей смеси, отложения на внутренней поверхности гильзы кристаллизатора).

Разливка в изношенную или деформированную гильзу, недостаточное или неравномерное вторичное охлаждение, неправильная настройка поддерживающих роликов или их поломка, несоосность кристаллизатора и технологической оси ручья. Слишком высокая скорость разливки.

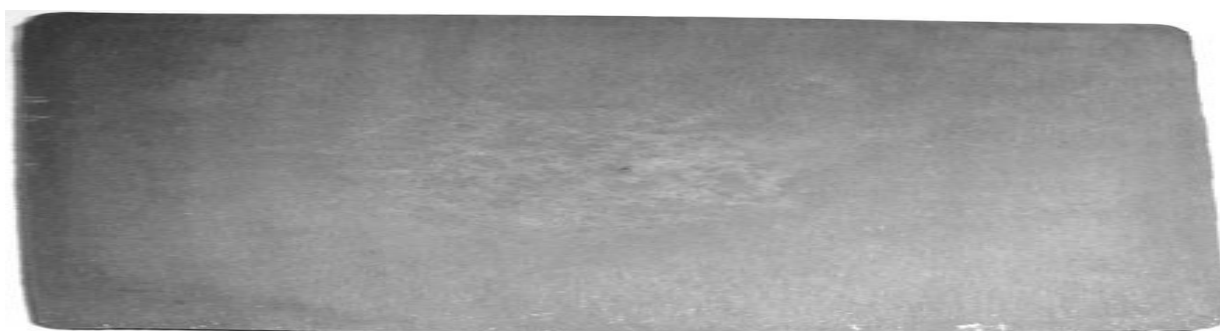


Рисунок 3.1 – Ромбичность заготовки

Другие сопутствующие причины – высокая температура стали, перегрев металла, высокое содержание в металле S, P, несоосность струи металла из промковша в кристаллизатор.

Влияние на прокат – ромбичность более 5% может привести к трудностям при горячей прокатке, при прокатке такие заготовки обычно раскрываются в черновых клетях, закаты, трещины, расслоения и ликвационные полосы.

Выводы по разделу 3

Распознается дефект визуально. Предупредить возникновение дефекта можно заменой гильзы, настройкой кристаллизатора, соблюдением температурно-скоростного режима разливки, настройкой технологической оси ручья.

									Лист
									70
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР				

4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

Конкуренция в отрасли обусловлена высокой концентрацией предприятий, производящих подобную продукцию. На долю 6 крупнейших предприятий (ОАО «ММК», ОАО «Северсталь», ОАО «ЧМК», ОАО «Уральская сталь», ОМК «Сталь», ЗАО «Волгоградский металлургический завод» «Красный Октябрь») приходится 86% производства подобной продукции в России, при этом загрузка производственных мощностей составляет порядка 70-80%. На международном рынке основными конкурентами являются фирмы Китая, Индии, Турции, Кореи, Бразилии, стран СНГ. В таблице 4.1 представлены аналоги стали С345.

Таблица 4.1 – Зарубежные аналоги стали марки С345

Сша	Германия	Япония	Англия	Китай	Италия	Швеция	Польша
-	DIN, WNr	JIS	BS	GB	UNI	SS	PN
Gr.50type 1-4	1.0570 St52-3	SM490	50C	16Mn	Fe510	2132	G355

Основные усилия металлургических заводов, в том числе и ПАО «Ашинский метзавод» направлены на:

- снижение себестоимости (увеличение эффективности производства, снижение стоимости сырья),
- расширение предложения готовой продукции: высокое качество, продукция под заказ, индивидуальные условия работы.

Электросталеплавильные агрегаты являются теми основными элементами, металлургического производства, которые в наибольшей степени определяют эффективность работы технологического модуля в целом [11, с. 3]

Поэтому практика работы современных металлургических мини-заводов ставит на передний план совершенствование именно этого элемента производства.

В настоящее время существуют основные направления модернизации конструкции электропечей: адаптация конструкции агрегата к сложившимся условиям работы; разделение рабочего пространства печи на зоны; предварительный нагрев шихты в системе газохода; создание многокорпусных печей [11, с. 4].

Германия

Завод Seilzgitte Stahl AG с 110-т дуговой сталеплавильной печью постоянного тока (ДППТ) компании «SMS Demag» адаптировал конструкцию печи к использованию легковесного лома, сущность которого заключается в увеличении объема рабочего пространства путем увеличения высоты стен с целью устранения потерь тепла, которые были вызваны большим количеством подвалок шихты, путем увеличения отношения высоты стен к диаметру кожуха до 1,97 [11, с. 5].

Показатели работы этой печи во многом обусловлены возможностью загрузки шихты без подвалок и характеризуются низким уровнем потребления электроэнергии (менее 350кВт·ч/т), а так же высокой производительностью – 1,1 млн.т. в год при 36 плавках ежедневно (максимальное количество - 41 плавка).

									Лист
									71
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР				

длины пути потока отходящего газа в непосредственном контакте с загружаемым ломом [11, с. 7].

Шахтные печи конструкции фирмы VAI «Fuchs» были разработаны на базе обычной дуговой печи, объем которой увеличили с помощью, так называемой шахты, устанавливаемой над сводом печи. Шахта, через которую загружают в печь до 60% шихты, может отводиться в сторону для обычной заправки бадьей [11, с. 7].

Лом подогревается в шахте печи за счет теплоты отходящих газов и с помощью газоокислородных горелок, расположенных в нижней части шахты (рисунок 4).

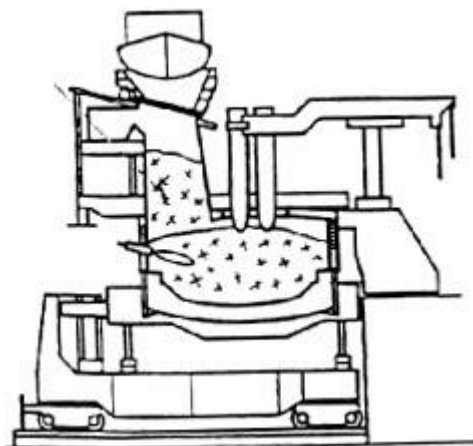


Рисунок 4 – Шахтная печь фирмы VAI «Fuchs»

После загрузки первой корзины в шахту начинается процесс плавления шихты и подогрев лома в шахте отходящими газами и горелками. Продолжительность плавки составляет 50...55 мин. (35...40 мин. под током). Опыт работы шахтных печей в Дании и Англии показал, что шихта перед плавкой может нагреваться до 800° С. Подогрев лома до 800...1000 °С в шахтных печах позволяет достичь экономии электроэнергии около 100...200 кВт·ч/т. Агрегаты нового поколения шахтных печей оснащены системой разделения рабочего пространства (шахтная ДСП с удерживающими пальцами и другие).

США

На заводе Nucor Steel установлены две 150-т. ДППТ Unarc мощностью 2·80 МВ·А конструкции SMS Demag. Форма рабочего пространства рассчитана на технологию выплавки стали с применением от 25 до 100% жидкого чугуна. Печи имеют большой увеличенный объем рабочего пространства. Высокие стены обеспечивают глубокий слой шихты, необходимый для эффективного подогрева; при этом сохраняется достаточно пространства для интенсивного догорания СО [11, с.11].

Технологическая гибкость процесса позволяет оперативно изменять состав шихты во всем диапазоне технологий – от чисто электропечной со 100% загружаемого скрапа до чисто конвертерной.

Замена скрапа жидким чугуном не только вводит новый источник первичной энергии, но и снижает концентрацию случайных элементов до максимально допустимого уровня.

Комбинация конвертера и дуговой печи в одном агрегате дает следующие преимущества по сравнению с обычной дуговой печью: широкий выбор металлошихты; высокая производительность; низкий расход электроэнергии в результате использования химической энергии окисления примесей металлошихты; уменьшение требуемой электрической мощности; снижение удельного расхода электродов; уменьшение фликер-эффекта и возможность работы при маломощных электросетях; снижение затрат на электрооборудование.

Япония и Швеция

Внедрили технологию по разделению рабочего пространства на зоны

Способ разделения рабочего пространства печи на зоны, в одной из которых проходит процесс плавления шихты, а в другой (или других) – нагрев стального лома с последующей утилизацией его тепла. При этом возрастает масса электропечи. Происходит порционный нагрев лома в рабочем пространстве электропечи с последующей его передачей в ванну [11, с. 13].

В агрегатах такой конструкции камера подогрева отделена от ванны специальными устройствами: толкателями, удерживающими пальцами, которые пропускают печные газы и позволяют регулировать подачу шихты в зону плавления.

Компаниями ИНИ (Япония) и АВВ (Швеция) разработана шахтная печь с толкателями шихты. Первая такая печь введена в эксплуатацию на заводе Токуо Steel (Япония) и имеет емкость 250т. (мощность трансформатора 100МВ·А, производительность 0,8 млн. т/год). Рабочее пространство печи состоит из двух основных элементов – овальной ванны и шахтного нагревателя, который имеет криволинейную форму и загрузочное устройство с двумя толкателями, расположенными на разных уровнях [11, с. 13].

Лом нагревается в шахте технологическими газами до температуры примерно 800 °С. Для обеспечения постоянства технологических параметров по ходу плавки, печь работает с очень большой массой жидкого остатка (110т. примасе выпускаемой стали 140т) [11, с. 13].

Преимущество такой печи заключается в следующем: расход электроэнергии 260 кВт·ч/т при расходе вдуваемого углерода 25кг/т и кислорода 33м/т; уменьшение уровня шума (на 15...20дБ по сравнению с обычной дуговой печью постоянного тока); снижение уровня фликера на 50...60% по сравнению с одноэлектродной дуговой печью постоянного тока; уменьшение пылевыведения и т.п. [11, с. 14].

Электродуговая печь с одинарным (SSP) и многоразовым (MSP) подогревом скрапа является результатом развития идеи разделения рабочего пространства печи. Такие печи построены компанией Daido по лицензии SMS Demag и успешно работают в Японии на заводах Ямато (130-т ДППТ) и Одзи (110-т ДППТ). Для системы MSP при 100%-ной загрузке печи скрапом расход электроэнергии составляет 290 кВт·ч/т, кислорода – 30 м³/т [11, с. 14].

Выводы по разделу четыре

На международном рынке основными конкурентами являются фирмы Китая, Индии, Турции, Кореи, Бразилии, стран СНГ.

										Лист
										74
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР					

5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВДСТВА

Переработка шлаков ДСП и АКП в строительные материалы – является перспективным направлением в современной металлургии.

Фазовый состав шлаков определяет их физико-механические свойства и пригодность к дальнейшей переработке.

Фазовый состав шлаков ДСП в основном представлен стабильными кристаллическими фазами, не подверженными полиморфному и силикатному распадам, вследствие чего они легко перерабатываются в шлаковый щебень с использованием дробильных установок. В соответствии с требованиями ГОСТ 5578 «щебень и песок из шлаков черной и цветной металлургии для бетонов», техническим условием является содержание оксидов железа и марганца в щебне, песке не должно превышать - 3%, а содержание сульфидной серы - 1,5%

Содержание вюститита FO в шлаках ДСП обычно существенно превышают допустимые значения, вследствие чего могут быть использованы только для дорожного строительства. ГОСТ 3344 «Щебень и песок для дорожного строительства. Технические условия» регламентирует только основные физико-механические свойства шлакового щебня и не устанавливает жестких требований по химическому и фазовому составу.

Переработка шлаков АКП представляет более сложную задачу ввиду наличия в их составе значительного количества низкотемпературной модификации белита – $\gamma\text{-C}_2\text{S}$ – шеннонита, образующегося вследствие сложных полиморфных превращений высокотемпературных модификаций белита ($\alpha\text{-C}_2\text{S}$, $\beta\text{-C}_2\text{S}$) при охлаждении шлака до 830°C , сопровождающихся увеличением объема и распадом шлака на пылевидные фракции, что препятствует их переработке в шлаковый щебень.

Для обеспечения массовой переработки этих шлаков в мировой экономике используют четыре основных метода:

- стабилизация боратами, основанная на частичном замещении в структуре белита тетраэдров SiO_4^{4-} ионами BO_3^{3-} , препятствующих трансформации $\beta\text{-C}_2\text{S}$ и $\gamma\text{-C}_2\text{S}$ при полиморфном превращении;

- неборатовая стабилизация, основанная на изоморфном замещении ионов Ca^{2+} на Mg^{2+} , K^+ , Ba^{2+} , Cr^{3+} , Mn^{2+} ионов SiO_4^{4-} на SiO_4^{2-} и PO_4^{3-} . Для стабилизации высокотемпературных модификаций $\alpha\text{-C}_2\text{S}$ используются оксиды MgO , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , BaO , K_2O , P_2O_5 , Cr_2O_3 , а для стабилизации $\beta\text{-C}_2\text{S}$ оксиды Na_2O , K_2O , BaO , MnO_2 , Cr_2O_3 или их комбинации.

- термическая стабилизация высокотемпературных модификаций белита их закалкой. В результате высокотемпературная модификация белита $\beta\text{-C}_2\text{S}$ – ларнит-приобретает способность метастабильного существования от комнатной температуры до $t \sim 700^\circ\text{C}$.

- Химическая стабилизация, основанная на управлении фазовым составом шлака введением в него химических соединений, препятствующих образованию белита C_2S .

										Лист
										75
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР					

Опытно выявлено, что стабилизация рассыпающихся шлаков борсодержащими добавками и закалкой в установках барабанного типа, в результате получили стабилизированный продукт, отвечающий требованиям ГОСТ 5578. Полученный шлаковый щебень можно использовать в строительной индустрии.

Из за дороговизны борсодержащих минералов стабилизация белита добавками не содержащими бор, является перспективным направлением. Изоморфная емкость белита в портландцементе в пересчете на оксиды составляет около 6%. Количество добавок, стабилизирующих белит в технологии приготовления портландцемента, мас. %: 0,25 Cr₂O₃; 0,25 V₂O₅; 3.0 MnO; 3.0 P₂O₅; As₂O₅.

Изучается возможность использования и подборка наиболее дешевых добавок для стабилизации шлака АКП. Возможность стабилизации без использования борсодержащих и другие легирующих добавок корректировкой фазового состава шлака, исключая образование в нем белита.

В соответствии с требованиями нормативных документов, минимальный срок схватывания цемента – 45 мин. Чтобы активность стабилизированного шлака была высокой, в нем в качестве фаз, обладающих высокой гидравлической активностью, необходимо формировать не белит – самую низкоактивную фазу портландцементного клинкера, а другие клинкерные фазы.

Формирование в шлаке C₃S – самой активной фазы клинкера в металлургической технологии, предлагается проводить вне АКП, например в рудно-термической печи по технологии смешением жидких шлаков АКП и ДСП с небольшими корректирующими добавками. Шлаки АКП содержат значительное количество оксидов Са и Al, но малое количество оксидов железа, а в шлаках ДСП наоборот, поэтому если смешать эти шлаки в жидком состоянии то в шлаке при низких энергозатратах и сохранении вязкости, можно сформировать фазы портландцемента клинкера с высокой гидравлической активностью. При помолу полученного шлака с дигидратом сульфата кальция он показал активность 30,0 Н/мм² при нормальных условиях схватывания.

Образование в твердой системе высокосульфатной формы гидросульфоалюмината кальция –этtringита, а так же значительное количество переклаза может вызвать разрушение строительного изделия, для предотвращения возникновения в твердеющем изделии опасных напряжений предлагается вводить в сырьевую смесь добавки, вызывающие раннюю гидратацию переклаза, а вяжущую систему формировать по принципу гипсоцементно-пуццолановых вяжущих. В качестве дигидрата сульфата кальция в вяжущее можно вводить природный гипс, фторангидрит, фосфогипс, а в качестве добавки с пуцциолановыми свойствами – известняк или мрамор, кислый шлак электросталеплавильного производства, красный шлам, а в качестве активатора гидратации переклаза – бишофит, серноокислый магний.

Выводы по разделу пять

Разработанная технология переработки шлака в вяжущие (в дальнейшем гипсовые плиты) можно рекомендовать для реализации на всех заводах металлургической отрасли с учетом особенностей конкретного производства и фазового состава используемых шлаков.

									Лист
									76
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР				

6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

6.1 Общие требования техники безопасности

Безопасность жизнедеятельности (БЖД) – это деятельность, направленная на сохранение жизни и здоровья человека в среде обитания, призванная выявлять и идентифицировать опасные и вредные факторы.

Решение вопросов БЖД необходимо для создания безопасных и безвредных условий жизнедеятельности, проектирования новых технологий и технологических процессов в соответствии с современными требованиями по экологии и безопасности их. Соблюдение правил, норм и требований БЖД обязательно для учреждений всех организационно-правовых форм, независимо от сферы деятельности и ведомственной подчиненности при проектировании, строительстве, реконструкции и эксплуатации цехов и участков, при проектировании, изготовлении, монтаже и наладке нового оборудования, эксплуатации, техническом обслуживании, ремонте и модернизации действующего оборудования, разработке, внедрении и совершенствовании технологических процессов.

При организации и эксплуатации сталеплавильных цехов и участков должны соблюдаться действующие правила Конституции РФ, Трудового кодекса РФ (ТК РФ), «Системы стандартов безопасности труда» (ССБТ) и другие нормативно-правовые акты по охране труда, утвержденные в установленном порядке.

Проектирование, строительство, эксплуатация, реконструкция, расширение, техническое перевооружение, консервация, ликвидация сталеплавильных производств, изготовление, монтаж, наладка, обслуживание и ремонт технических устройств, проведение подготовки и аттестации работников осуществляются в соответствии с требованиями ССБТ, «Общих правил промышленной безопасности для организаций, осуществляющих деятельность в области промышленной безопасности опасных производственных объектов» (ПБ 11-552-03), утвержденных постановлением Госгортехнадзора РФ от 18.10.02 № 61-А, «Общих правил безопасности для металлургических и коксохимических предприятий и производств» (ПБ 11-493-02), утвержденных постановлением Госгортехнадзора РФ от 21.06.02 № 35 и других юридических документов.

Важность и необходимость обеспечения безопасности труда очевидна, так как жизнь и здоровье человека признаны главной ценностью общества. Полностью безопасных и безвредных производств не существует. Реальные производственные условия характеризуются наличием некоторых опасных и вредных производственных факторов. Задача охраны труда – свести к минимальной вероятности поражения или заболевания работающего с одновременным обеспечением комфорта при максимальной производительности труда.

6.2 Анализ опасных производственных факторов

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

										Лист
										77
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР					

К опасным производственным факторам на анализируемом участке работы относятся:

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

Основными мероприятиями по защите от травм подвижными частями оборудования, вращающимися и перемещающимися механизмами являются: использование защитных кожухов, блокировки для отключения оборудования при попадании человека в опасную зону, оборудование пультов управления защитными экранами, создание ограждений, безопасных пешеходных проходов, переходов и галерей, установки предостерегающих надписей [3, с. 19].

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

Подъемно-транспортное оборудование для перемещения грузов в цехе представлено рольгангами, поперечными и продольными транспортерами с цепными шлепперами, передаточными тележками и мостовыми кранами. При эксплуатации этого оборудования возможно травмирование персонала движущимися частями, падающим грузом, электрическим током. Серьезная опасность возникает при обрыве несущих органов (канатов, тросов). Все части подъемно-транспортного оборудования, представляющие опасность при эксплуатации, надежно ограждены [3, с. 20].

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

Электробезопасность – это система организационно-технических мероприятий и средств обеспечения защиты людей от вредного и опасного воздействия электрического тока, электрической дуги, электромагнитного поля, статического электричества. ОНРС относится к помещению с повышенной электрической опасностью. Максимальная мощность электрического тока на рабочем месте – 30 МВт, максимальный ток – 10 кА.

Все металлические и токонесущие части оборудования, которые из-за нарушения изоляции могут оказаться под напряжением заземлены и занулены. Сопротивление заземления не более 4 Ом. Рабочие не имеют права самостоятельно проводить ремонт электротехнического оборудования. На участках, связанных с опасностью поражения электрическим током, имеются предостерегающие таблички и надписи. Персонал проинструктирован по электробезопасности и

										Лист
										78
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР					

обучен оказанию первой медицинской помощи при поражении электрическим током.

С целью снижения воздействия на организм человека обязательным является использование средств коллективной и индивидуальной защиты.

6.3 Анализ вредных производственных факторов и мероприятия по снижению их воздействия

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

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

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

Источниками запыленности являются: взаимодействие струи несущего перемешивающего газа с жидким металлом (выносы и выбросы мельчайших капель окислов железа); химическое взаимодействие металла с вводимыми материалами, результатом, которого является пылегазовыделение; механическое разрушение хрупких технологических материалов при транспортировке и подаче в агрегат.

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

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

Основное коллективное средство защиты от данного вредного производственного фактора – система пылеулавливания и отведения выделяющихся газов, а также изоляция человека от источника пыли посредством автоматизации, механизации и дистанционного управления процессами. Индивидуальные средства защиты от пыли (респираторы, очки, местная вытяжная вентиляция), как правило, применяются при ремонтах, техническом осмотре оборудования и разгрузочных работах. Все пульта управления представляют собой изолированные кабины, где имеется местная вентиляция.

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

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

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

									Лист
									79
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР				

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

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

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

6.4 Взрыво- и пожароопасность при работе на металлургических предприятиях

Наличие на объектах черной металлургии большого количества легковоспламеняющихся и горючих жидкостей и газов, а также кокса, угля, мазута и других горючих материалов, хранящихся, транспортируемых и используемых в различных технологических процессах, создает потенциальную опасность загораний, пожаров и взрывов.

Поэтому проблема обеспечения взрывной и пожарной безопасности объектов черной металлургии является весьма актуальной и имеет большое народнохозяйственное значение.

Возникновение пожара на производстве наносит большой урон не только коллективу цеха и предприятия, где произошел пожар, но и другим предприятиям, использующим продукцию (например, лист) в качестве исходной заготовки для производства готового изделия (например, труб большого диаметра).

Пожарную опасность представляют все основные производства предприятий черной металлургии. Определенную сложность на объектах черной металлургии вызывает категорирование в соответствии с требованиями ОНТП 24-86 доменных, сталеплавильных, прокатных и других цехов, имеющих большие площади.

В указанных цехах пожароопасные помещения (кабельные подвалы, маслоподвалы, туннели и т.д.), расположенные ниже нулевой отметки, как правило, занимают более 10% общей площади здания и значительно превышает 3500 м².

В связи с этим здание по пожарной опасности должно быть отнесено к категории В и выполнено не ниже II степени огнестойкости.

В соответствии с СНиП 2.01.02-85 в зданиях II степени огнестойкости колонны должны иметь предел огнестойкости не менее 0,75 ч, что для цехов черной металлургии невыполнимо. Применение железобетонных колонн исключается из-за наличия мостовых кранов, создающих значительные нагрузки, а нанесение на металлические колонны огнезащитных покрытий дорого и практически невыполнимо из-за больших площадей цехов. Поэтому нормативными документами разрешено при определении категорий пожарной опасности цехов

										Лист
										80
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР					

черной металлургии не включать площади пожароопасных подвальных помещений в состав общей площади цеха при условии выполнения следующих мероприятий:

- перекрытия над подвалом, включая его несущие конструкции, должно иметь предел огнестойкости не менее 2,5 ч;
- все пожароопасные помещения в подвале должны быть оборудованы установками автоматического тушения пожаров;
- в подвалах и туннелях перед лестницами, ведущими в помещения категории Г и Д первого этажа, следует предусматривать тамбур-шлюзы;
- противодымная вытяжная вентиляция из подвальных помещений должна иметь выбросы непосредственно наружу или через отдельные шахты, имеющие предел огнестойкости не менее 1 ч.

При выполнении данных условий все основные цеха (доменные, сталеплавильные, прокатные и др.) относятся к категории Г. Однако по пожароопасным свойствам применяемых в помещениях веществ и материалов некоторые помещения могут иметь и более высокую категорию. Например, к категории А в черной металлургии относят станции получения защитного газа и ацетилена, компрессорные горючих газов, газоповысительные, газорегуляторные, газораспределительные пункты, установки термической обработки в среде взрывоопасного защитного газа, отделения восстановительного отжига металлических порошков в среде взрывоопасного газа-восстановителя и др. К категории Б в черной металлургии относятся производства, где применяются и образуются горючие пыли: отделение дробления угля, подземные углеприемные ямы, закрытые галереи для транспортировки угля, установки подачи ПУТ в печь, отделения приготовления экзотермических смесей, склады сажи, дробильные цехи руды с содержанием серы более 12% и др.

К категории В в черной металлургии относятся помещения, где применяют или хранят горючие вещества: склады мазута, масел, маслоподвалы, станции централизованной смазки, помещения масляных трансформаторов, маслоохладительные установки, маслотуннели, склады угля, бункерные эстакады с подбункерными помещениями доменных печей, отделения приготовления шихты, электрокабельные и электромашинные помещения и др. К категории Д в черной металлургии относятся склады руды (с содержанием серы до 12%), цехи мокрого обогащения руд, водонасосные, насосные грануляции шлака, цехи холодной обработки металла (кроме магния и титана), копровые цехи и др. Для устранения причин пожаров и взрывов в черной металлургии проводятся технические, эксплуатационные, организационные и режимные мероприятия.

Выводы по разделу шесть

Таким образом, охрана труда требует комплексного, целенаправленного и системного подхода, учитывающего все аспекты производственной деятельности: правовые, социально-экономические, организационно-технические, санитарно-гигиенические, лечебно-профилактические, психологические и иные.

										Лист
										81
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР					

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В работе проведен сравнительный анализ технологии производства сталей и их зарубежных аналогов на примере стали марки С345. Проведён анализ технологии выплавки стали. Произведён расчёт материального баланса плавки

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.

Основным направлением развития электронагрева является повышение единичной мощности крупнотоннажных печей. Однако в связи с повышением расхода мощности на единицу продукции ухудшаются условия службы футеровки стен и свода печей из-за теплового воздействия на кладку.

Применяя различные типы электротермических устройств, можно обеспечить равномерный прогрев различных материалов и изделий не только с целью повышения их пластичности перед деформацией (ковкой, штамповкой или прокаткой) и придания им специальных свойств, но и нагреть только поверхность изделий или отдельные их участки (например для поверхностной или частичной термообработки).

										Лист
										82
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР					

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 ГОСТ 27772-88. Прокат для строительных стальных конструкций. – М.: Изд-во стандартов. 2000. – 16с.
- 2 ГОСТ 12.3.002-75. ССБТ. Оборудование производственное. Общие требования к безопасности.
- 3 ГОСТ 12.1.005-88. ССБТ. Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны.
- 4 ГОСТ 12.2.094. Система стандартов безопасности труда
- 5 ТИ123-ЭС-01-2011 Технологическая инструкция. Выплавка полупродуктов ДСП «Danielli».
- 6 ТИ 123-Э-03-2011. Разгрузка и складирование шихтовых материалов.
- 7 ТИ 123-Э-01-2015. Выплавка полупродукта в ДСП «DANIELI» с конвейерной подачей лома.
- 8 ТИ 123-Э-10-2012. Внепечная обработка стали на агрегате ковш-печь.
- 9 ТИ 123-Э-15- 2013. Разливка стали на слябовой машине непрерывного литья заготовок.
- 10 СНиП 23-05-95. Естественное и искусственное освещение.
- 11 СН 2.2.4/2.1.8.562-96. Производственный шум и вибрация в производственных помещениях, жилых и общественных зданий.
- 12 Борнацкий, И.И. Производство стали: учебник для вузов / И.И. Борнацкий, В.Ф. Михневич, С.А. Яргин. – СПб.;: Металлургия, 1991. – 400с.
- 13 Ботников, С.А. Современный атлас дефектов непрерывно литой заготовки: учебное пособие / А.С. Ботников. – Волгоград: Интермет Инжиниринг, 2011. – 173с.
- 14 Еланский, Д.Г. Тенденции развития электросталеплавильного производства / Д.Г.Еланский // Электрометаллургия. - 2007. - №5. - С.3-18.
- 15 Кудрин, В.А. Теория и технология производства стали: Учебник для вузов / В.А. Кудрин - М.: "Мир", ООО "Издательство АСТ", 2003. - 528 с.
- 16 Мастрюков, Б.С. Теория, конструкции и расчеты металлургических печей. Т. 2. Расчеты металлургических печей. - М., «Металлургия», 2008. - 272с.
- 17 Парсункин, Б.Н. Непрерывное измерение температуры жидкого металла / С.М. Андреев, У.Б. Ахметов // Труды IV всероссийской научно-практической конференции А8'2003. Новокузнецк: СибГНУ. - 2008.-С. 385-388.
- 18 Поволоцкий, Д.Я. Электрометаллургия стали и ферросплавов: учебник для вузов / Д.Я. Поволоцкий, В.Е. Роцин, Н.В.Мальков.– 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Металлургия, 1995. – 592с.
- 19 Поволоцкий, Д.Я. Электрометаллургия стали и сплавов / В.Е. Роцин, Н.В.Мальков //Учебник для вузов. - М.: Металлургия, 2007. – 592с.
- 20 Попов, Ю.П. Охрана труда. Учебное пособие / Ю.П. Попов. - М.: КНОРУС, 2009. - 224с.
- 21 Роцин, А.В. Производство стали: Решение практических задач / А.В. Роцин, Д.Я. Поволоцкий, В.П. Грибанов. - Челябинск: Изд-во ЮУрГУ 2006. – 71с.
- 22 Рябов, А.В. Расчет процесса электроплавки: учебное пособие / А.В.Рябов, И.В.Чуманов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. – 175с.

					22.03.02.2020.028 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		83

