

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

РАБОТА ПРОВЕРЕНА
Рецензент

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой

_____ 2018 г.

ОТЛИЧИТЕЛЬНЫЕ ОСОБЕННОСТИ СТРУКТУРЫ И СВОЙСТВ
ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННОЙ ЛЕГИРОВАННОЙ СТАЛИ МАРКИ 65ГА

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА К ВЫПУСКНОЙ
КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ – 22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР

Консультант
Безопасность жизнедеятельности
(старший преподаватель)
_____ Н.С. Хардукаш
_____ 2018 г.

Руководитель проекта
(старший преподаватель)
_____ Н.С. Хардукаш
_____ 2018 г.

Автор проекта
студент группы ДО-518
_____ Х.Г. Абакаров
_____ 2018 г.

Нормоконтролер
(старший преподаватель)
_____ Н.С. Хардукаш
_____ 2018 г.

Челябинск 2018г.

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

Направление 22.03.02 «Металлургия»

Профиль бакалавриата: электрометаллургия стали

Кафедра металлургического производства

УТВЕРЖДАЮ:
Зав. кафедрой

«01» февраля 2018г.

З А Д А Н И Е

на выпускную работу студенту
Абакарову Халимбеку Гаджиевичу
Группа: ДО-518

- 1 Тема выпускной работы:** Отличительные особенности структуры и свойств высококачественной легированной стали марки 65ГА от «__» _____ 2018г. № ____.
- 2 Срок сдачи студентом законченной работы** «10» июня 2018г.
- 3 Исходные данные к работе**
 - 3.1. Марка стали: 65ГА.
 - 3.2. Наименование конечного продукта производства: сляб.
 - 3.3. Материалы производственной практики.
- 4 Содержание пояснительной записки** (перечень подлежащих разработке вопросов):

Аннотация

Оглавление

Введение

1 Технологическая часть

1.1. Описание стали.

- 1.2. Назначение выплавляемой стали.
- 1.3. Технологическая схема производства.
- 1.4. Выбор оборудования для выплавки.
- 1.5. Сырьевые материалы, необходимые для выплавки.
- 1.6. Контроль качества продукции.
- 1.7. Отличительные особенности структуры и свойств высококачественной легированной стали марки 65ГА

2. Расчетная часть

- 2.1. Назначить и рассчитать технологические параметры выплавки.
- 2.2. Материальный баланс плавки.
- 2.3. Тепловой расчет печи.

3. Возможные дефекты конечного продукта производства.

- 3.1. Общие сведения о дефектах конечного продукта производства.
- 3.2. Виды дефектов сталеплавильного происхождения.
- 3.3. Коробление.

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. Чрезвычайные ситуации на металлургическом предприятии. Их ликвидация и предупреждение

Заключение

Библиографический список

Приложения

7. Перечень графического материала:

7.1. Химический состав стали (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)

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

№ п/п	Раздел	Консультант	Подпись	
			задание выдал	задание принял
1	Технологическая часть	Хардукаш Н.С.		
2	Расчетная часть	Хардукаш Н.С.		
3	Возможные дефекты конечного продукта производства	Хардукаш Н.С.		
4	Зарубежный опыт производства подобной продукции	Хардукаш Н.С.		
5	Возможные направления модернизации производства	Хардукаш Н.С.		
6	Охрана труда и техника безопасности	Хардукаш Н.С.		

5 Дата выдачи задания: «01» февраля 2018 г.

Руководитель работы: _____ / Хардукаш Н.С./

Задание принял к исполнению:

Студент: _____ /Абакаров Х.Г./

КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН

№ п/п	Наименование этапов выпускной квалификационной работы	Срок выполнения этапов работы	Отметка о выполнении
1	Введение	01.02.2018- 25.02.2018	
2	Технологическая часть	26.02.2018- 31.02.2018	
3	Расчетная часть	01.04.2018- 10.04.2018	
4	Дефекты конечного продукта производства	11.04.2018- 21.04.2018	
5	Зарубежный опыт производства подобной продукции	21.04.2018- 01.05.2018	
6	Возможные направления модернизации производства	02.05.2018- 10.05.2018	
7	Охрана труда и техника безопасности	11.05.2018- 20.05.2018	
8	Графическая часть	21.05.2018- 25.05.2018	
9	Оформление работы	26.05.2018- 30.05.2018	
10	Защита проекта	15.06.2018	

Зав. кафедрой: _____ / _____ /

Руководитель работы: _____ /Хардукаш Н.С./

Студент: _____ / Абакаров Х.Г. /

АННОТАЦИЯ

Абакаров Х.Г. Отличительные особенности структуры и свойств высококачественной легированной стали марки 65ГА. Челябинск: ЮУрГУ, кафедра металлургического производства; 2018, 86 с., 8 ил., табл. 27, библиогр. список 30 наим., 2 плаката ф. А1, 4 чертежа ф. А1.

Выпускная квалификационная работа состоит из 6 разделов, пояснительная записка содержит 86 страниц, включая 8 рисунков, 27 таблиц, графическая часть содержит 6 листов.

В выпускной квалификационной работе рассматриваются особенности структуры и свойств высококачественной легированной стали марки 65ГА. В ходе анализа идет изучение структуры и свойств стали марки 65ГА, а также рассматривается полный процесс производства стали 65ГА в условиях предприятия ПАО «Ашинский метзавод». Технология получения стали 65ГА предусматривает расплавление металлического лома в дуговой сталеплавильной печи вместимостью 120 тонн, операции легирования методом внепечной обработки и получение сляба на машине непрерывной литья заготовок.

Цель работы: рассмотреть отличительные особенности структуры и свойств высококачественной легированной стали марки 65ГА.

Задачи для достижения поставленной цели:

- описать заданную марку стали;
- рассмотреть оборудование, на котором производится данная марка сплава на примере ПАО «Ашинский метзавод»;
- изучить технологию выплавки стали 65ГА в условиях данного предприятия;
- рассчитать материальный баланс выплавки марки стали 65ГА.
- рассмотреть структуру и свойства высококачественной легированной стали марки 65ГА.

					<i>22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР</i>			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпис</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разраб.</i>	<i>Абакарова Х.Г.</i>				Отличительные особенности структуры и свойств высококачественной легированной стали марки 65ГА	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Провер.</i>	<i>Хардукаш Н.С.</i>						6	86
<i>Н. Контр.</i>	<i>Хардукаш Н.С.</i>				ФГАОУ ВО ЮУрГУ (НИУ) кафедра МП			
<i>Утверд.</i>								

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	8
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	10
1.1 Описание сплава.....	10
1.2 Назначение выплавляемого сплава.....	10
1.3 Технологическая схема производства.....	10
1.4 Выбор оборудования для выплавки.....	11
1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки.....	15
1.6 Контроль качества продукции.....	17
1.7 Особенности структуры и свойств высококачественной легированной стали марки 65ГА.....	18
2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ.....	23
2.1 Назначить и рассчитать технологические параметры выплавки.....	23
2.2 Материальный баланс плавки.....	25
2.3 Тепловой расчет печи.....	63
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА.....	72
3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства.....	72
3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения.....	72
3.3 Коробление.....	72
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ.....	74
5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА.....	76
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ.....	79
6.1 Общие требования охраны труда.....	79
6.2 Анализ опасных производственных факторов.....	79
6.3 Анализ вредных производственных факторов.....	79
6.4 Чрезвычайные ситуации на металлургическом предприятии. Их ликвидация и предупреждение.....	80
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	84
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	85

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		7

ВВЕДЕНИЕ

Развитие современной техники и промышленности основано, главным образом, на применении металла. Новая техника XXI века – техника высоких давлений и температур, больших скоростей и сильных химических воздействий – потребовала новых материалов для машин, аппаратов и других металлических изделий. Такими материалами и явились высококачественные и специальные стали и сплавы.

Таким образом, черная металлургия – одна из важнейших отраслей современной промышленности не только России, но и многих других стран [1].

Важнейшим условием развития черной отечественной металлургии является обеспечение конкурентоспособности выпускаемой продукции: ее низкой себестоимости и высокого качества, которое удовлетворяет требованиям международного рынка. Выполнение этого условия обеспечивается использованием современной техники и технологии, автоматизации и компьютеризации производственного процесса, высокой производительностью труда. В дуговой электропечи возможно максимальное использование тепловой энергии, излучаемой электрическими дугами. При этом зоны дуг, имеющие сравнительно небольшой объем и очень высокую температуру, в значительной мере экранированы шихтой от стен и свода, что позволяет быстро нагревать шихту, доводить ее до плавления и поддерживать при требуемой температуре жидкую металлическую ванну при поддержании в рабочем пространстве электропечи как окислительной, так и восстановительной атмосферы. Это позволяет обеспечить эффективную очистку металла от вредных примесей и его легирование при минимальных потерях дорогостоящих легирующих добавок. Благодаря этим факторам только в электропечах можно выплавлять большинство легированных, все высоколегированные и специальные стали. Именно этими обстоятельствами определяется актуальность темы данной дипломной работы.

Энерготехнологические преимущества электроплавки обеспечиваются прежде всего инновациями на стыки электротехники и металлургии-электрометаллургии. Перспективными для XXI века становятся непрерывные сталеплавильные технологии. Одним из вариантов таких технологий является выплавка стали в дуговой электропечи с конвейером «Consteel». Об этом свидетельствует более 20 установок «Consteel» в металлургии разных стран, а также то, что на основе этой инновационной технологии активно разрабатывается новая схема производства стали, конкурентоспособная по отношению к схеме "доменная печь – конвертер". Изобретатель конвейера «Consteel» John A. Vallom руководствовался целью защитить рабочих электросталеплавильного цеха от сильного и опасного для здоровья шума электрических дуг, возникающего при расплавлении холодного скрапа. Основная новаторская идея процесса – вести электроплавку от начала до конца на жидком зеркале металла, что обеспечивает значительное снижение уровня шума, устранение явления фликера в питающей сети, сокращение высокочастотных гармоник, снижающих потребление активной мощности, то есть повысить энергетическую и технологическую стабильность электроплавки [3,4].

									Лист
									8
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

В условиях высокой электроёмкости металлургического производства вопросы совершенствования агрегатов, технологии, а также рационального использования электроэнергии в отрасли приобретают особо важное значение. С развитием электросталеплавильных технологий можно ожидать, что новые технологические решения приведут к радикальным инновационным изменениям проектных решений электросталеплавильных цехов и комплексов [6,7].

Целью выпускной квалификационной работы является выявить особенности структуры и свойств высококачественной легированной стали марки 65ГА.

Для решения данной цели ставятся задачи:

- описать заданную марку стали;
- рассмотреть оборудование, на котором производится данная марка сплава на примере ПАО «Ашинский метзавод»;
- изучить технологию выплавки стали 65ГА в условиях данного предприятия;
- рассчитать материальный баланс выплавки марки стали 65ГА.
- рассмотреть структуру и свойства высококачественной легированной стали марки 65ГА

									Лист
									9
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Описание стали

65ГА - сталь конструкционная рессорно-пружинная. Химический состав стали представлен в таблице 1 [10].

Таблица 1 – Химический состав стали 65ГА, ГОСТ 19281 - 2014

C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Al	Cu
0,65 – 0,7	0,15 – 0,3	0,7 - 1	до 0,2	до 0,025	до 0,025	до 0,15	до 0,08	до 0,2

1.2 Назначение выплавляемой стали

Сталь 65ГА применяется: термически обработанная проволока диаметром 1.2 - 5.5 мм применяется для изготовления пружин [10].

1.3 Технологическая схема производства

Технология производства стали на ПАО «Ашинский метзавод» включает следующие этапы [27]:

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

2. Транспортировка металлошихты конвейером и загрузка ее в ДСП.

3. Выплавка полупродукта в ДСП.

4. Выпуск стали в сталь-ковш и его транспортировка на внепечную обработку стали.

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

6. Транспортировка жидкой стали в отделение непрерывной разливки стали.

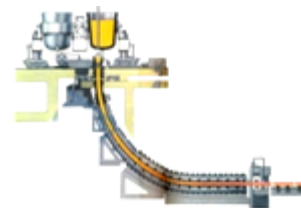
7. Разливка стали на МНЛЗ с получением стальной заготовки – слябы.

8. Транспортировка слябы в прокатный цех (ЛПЦ № 1 – прокатный стан № 2850).

9. Прокат стальной заготовки с получением годного проката.

Технологическую схему производства можно представить в виде рисунка 1.

									Лист
									100
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				



Дуговая сталеплавильная печь
ДСП-120АКП -100

Агрегат Печь – ковш
литья заготовок

Машина непрерывного
литья заготовок

Рисунок 1 – Технология выплавки (технологическая схема) на ПАО «Ашинском метзаводе»

1.4 Выбор оборудования для выплавки

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

- Дуговая сталеплавильная печь (ДСП-120);
- Агрегат ковш-печь (АКП-100);
- Машина непрерывного литья заготовок (МНЛЗ).

1) Дуговая сталеплавильная печь (ДСП-120)

На рисунке 2 представлена конструкция дуговой сталеплавильной печи [14].

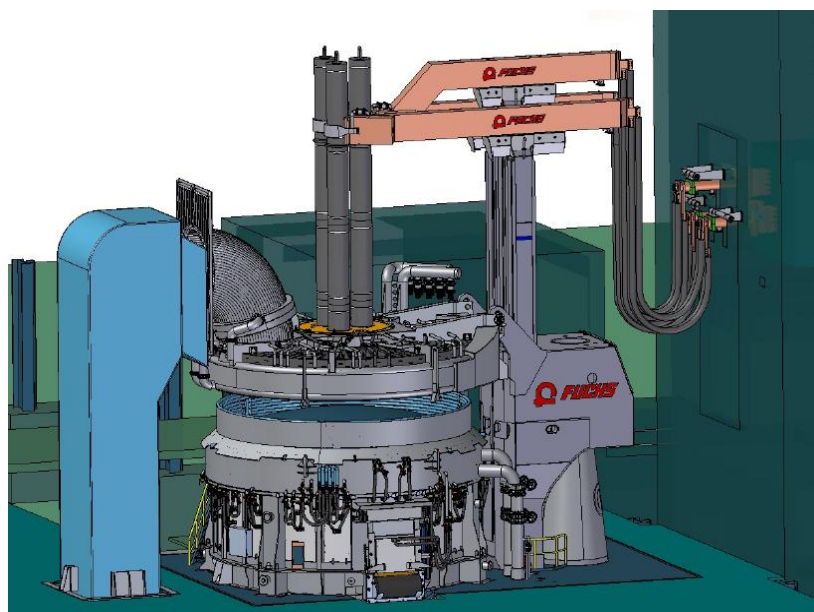


Рисунок 2 – Схема дуговой сталеплавильной печи

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР

Лист

11

В таблице 2 представлены технические характеристики данного агрегата.

Таблица 2 – Общие характеристики агрегата ДСП-120

Тип печи	Переменного тока с полной платформой
Система загрузки скрапа	система непрерывной загрузки - CONSTEEL
Тип выпуска жидкого металла	эркерный
Сталь на выпуске	120 т
Зеркало расплавленного металла	50 т
Диаметр кожуха	6800 мм
Внутренний диаметр панелей	6900 мм
Тип панелей	стальные и медные (нижние) трубы
Угол выпуска	20°
Угол спуска шлака	-15°
Угол выпуска	20°
Угол спуска шлака	-15°
Емкость печи	144,5 м3
Тип электродных консолей	проводные
Круговой диаметр электродов	1250 мм
Диаметр электрода	610 мм
Длина электрода	2700 мм
Емкость корзины для лома	85 м3

2. Агрегат Печь – ковш (АКП-100)

На рисунке 3 представлена конструкция агрегата ковш-печь [14].

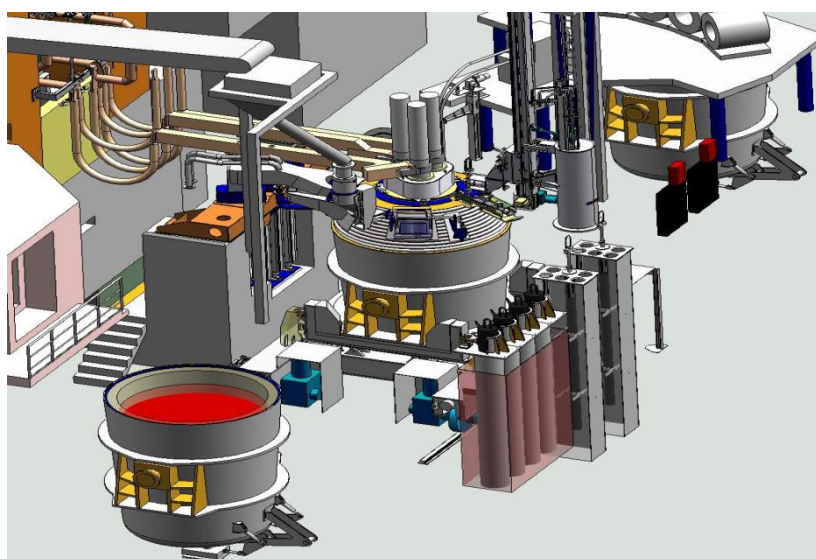


Рисунок 3 – Схема агрегата печь-ковш

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

22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР

Лист

122

В таблице 3 представлены технические характеристики данного агрегата.

Таблица 3 – Общие характеристики агрегата «ковш-печь»[14]

Наименование параметра	Величина	Примечание
Вместимость ковша, т	100	110 max
Диаметр кожуха ковша в верхней части, мм	3700+10	
Номинальная мощность трансформатора, МВА	18	+ 10%
Номинальное первичное напряжение трансформатора, кВ	10	
Диапазон вторичных напряжений, В	318,5-132,5	
Номинальная сила тока электрода, кА	32,6	+ 10%
Диаметр электрода, мм	400	
Диаметр распада электродов, мм	700	
Скорость нагрева металла, град/мин.	3-4	Расчетная
Номинальное давление рабочей жидкости гидропривода, МПа	10	
Расход охлаждающей воды (без учета трансформатора), м3/ч	220	Расчетная
Давление воды на охлаждение, МПа:		
- свода и элементов вторичного токоподвода,	0,6	
- трансформатора.	0,25	
Температура охлаждающей воды на сливе, град.С	не более 55	
Расход электродов, кг/т	0,3-0,5	
Расход электроэнергии, квт.ч/т	40-50	
Расход азота, нм3/ч	2100-2600	
Давление азота, МПа	0,3-0,4	
Давление воздуха, МПа	0,4-0,6	
Расход аргона на продувку металла, м3/ч	5-25	
Давление аргона на продувку металла, МПа	0,6; 1,2-1,5	

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР

Лист

133

3. Характеристики машины непрерывного литья заготовок

На рисунке 4 представлена конструкция одноручьевой криволинейной МНЛЗ с вертикальным кристаллизатором [12].

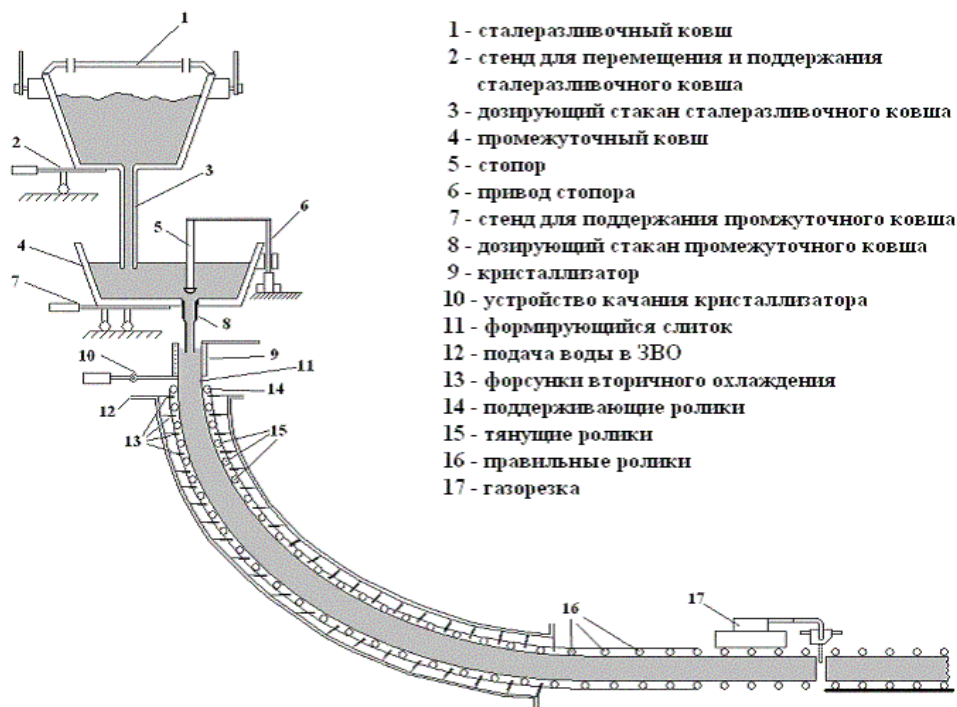


Рисунок 4 – Схема машины непрерывного литья заготовок

В таблице 4 представлены технические характеристики данной машины.

Таблица 4 – Общие характеристики МНЛЗ

Количество ручьев, шт.	1
Радиус разливочной дуги, м.	8
Металлургическая длина машины, м.	25,68
Размерный сортамент отливаемых слябов мм	4500-6800
Скорость разливки	1,72-2,17 м/мин – для сляба толщиной 180 мм 0,97-1,22 м/мин – для сляба толщиной 240 мм
Емкость сталеразливочного ковша, т	110
Цикл разливки, мин	50-60

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

22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР

Лист

144

Продолжение таблицы 4

Емкость промежуточного ковша, т	27-30
Кристаллизатор	прямой с изменением ширины и толщины
Механизм качания	гидравлический
Тип заправки	цепная
Вид резки заготовок	газовая

1.5 Сырьевые материалы необходимые для выплавки

Металлический лом. Основу шихты для дуговой сталеплавильной печи составляют металлический лом и скрап (собственные отходы металла, образующиеся при выпуске и разливке чугуна и стали)[6,11].

Металлический лом должен иметь определенные габариты, насыпную массу, и быть достаточно чистым по вредным примесям и засорениям. Применение легковесного лома нежелательно, так как это вызывает увеличение продолжительности загрузки его в конвертер и понижение температуры ванны в начале процесса. Завалка такого лома в ДСП не позволяет загрузить всю шихту в печь одним приемом и вынуждает производить подвалку ее после некоторого расплавления первой порции и освобождения достаточного объема в печи. Легковесный лом может быть успешно использован в дуговых печах при условии его надлежащей подготовки к плавке (ножничная резка, фрагментирование). Особенно это относится к стружке, которую необходимо пакетировать. Применение чрезмерно крупных кусков лома (бракованных слитков, недоливов) также нежелательно так как их длительное растворение в жидком металле при плавке в конвертере или расплавление в ДСП затягивает процесс плавления.

Железорудные материалы и шлакообразующие. В качестве железорудных материалов, вводимых в сталеплавильную ванну как источника кислорода для интенсификации окислительных процессов, а также для ускорения формирования шлака, применяют железную руду, агломерат и окалину. Необходимым требованием к этим материалам является ограниченное содержание $SiO_2 \leq 8\%$. Основным шлакообразующим сталеплавильных процессов является известь. Ее качество оказывает существенное влияние на условия шлакообразования, стойкость футеровки, степень удаления из металла серы и фосфора. Применяют и известь, полученную обжигом доломитизированных известняков или смеси обычного известняка с доломитом, В такой извести содержание MgO до 8 %. Это улучшает службу футеровки и, вследствие более низкой температуры плавления такой извести, по сравнению с обычной, ускоряет формирование шлака.

Для повышения жидкотекучести шлака и ускорения шлакообразования применяют плавиковый шпат CaF_2 .

1.6 Контроль качества продукции

Методы контроля полупродукта.

Значения массовых долей углерода и фосфора в расплаве перед выпуском из ДСП должны обеспечивать попадание в заданные соответствующей нормативной документацией пределы по химическому составу для данной марки стали[27].

Проба на химический анализ отправляется при помощи пневмопочты в экспресс-лабораторию. В пробе металла определяется массовая доля углерода, кремния, серы, фосфора, меди, никеля, марганца, хрома. Результаты анализа из лаборатории ЦЗЛ передаются на печатающее устройство (принтер), на монитор (АСУ), пульта управления ДСП

Методы контроля готовой стали после выплавки на агрегате ковш-печь.

Отбор проб металла производить пробоотборниками марок SAE 1200/900, SAE 1200/900 P6 или ПМ-39, ПН-10-900. Замер температуры металла выполнять разовыми термомпарами марок ТС 360312, СЕ 36011290 или ПТПР-91-900.

По результатам промежуточной пробы производить окончательную доводку химического состава металла.

Последнюю пробу отбирать не ранее, чем за 10 мин до передачи плавки на разливку.

Методы контроля металлопродукции после МНЛЗ.

Для измерения отклонения формы металлопродукцию укладывают на плоскую поверхность, например поперечную плиту или стеллаж.

Отклонения от плоскости и прямолинейности, волнистость, коробоватость и прогиб измеряют на всей длине металлопродукции или на длине 1000 мм, при помощи измерительной линейки, штангенглубиномера или щупа[15]. Также индикатором, укрепленным на кронштейне и перемещающимся параллельно плоскости расположения металлопродукции. При необходимости определяют длину волны (L) измерением расстояния между точками прилегания поверхности к металлопродукции с помощью измерительной стальной линейки.

✓ Разнотолщинность измеряют микрометром, штангенциркулем, толщиномером и стенкомером и выражают в миллиметрах.

✓ Выпуклость и вогнутость измеряют с помощью угольника и измерительной линейки.

✓ Кривизна (серповидность) определяется наибольшим расстоянием между поверхностью металлопродукции и приложенной линейкой или натянутой струной.

✓ Косина реза определяется наибольшим расстоянием от плоскости торца металлопродукции до плоскости, перпендикулярной продольным плоскостям металлопродукции, измеряют измерительной линейкой и угольником или угломером и выражают в миллиметрах.

✓ Отклонение от симметричности определяется разностью расстояний противоположных крайних точек, лежащих на поверхности, от оси симметрии, измеряют измерительной линейкой с помощью угольника.

									Лист
									167
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

1.7 Особенности структуры и свойств высококачественной легированной стали марки 65ГА

Конструкционными называют стали, применяемые для изготовления деталей машин, конструкций и сооружений. Конструкционными сталями могут быть углеродистые и легированные стали [26].

Детали современных машин и конструкций работают в условиях высоких динамических нагрузок, концентраций напряжений и низких температур. Все это способствует хрупкому разрушению и снижает надежность работы машин. В связи с этим конструкционные стали должны помимо высоких механических свойств, определяемых при стандартных испытаниях и характеризующих свойства материала, обладать высокой конструктивной прочностью, т. е. прочностью, которая проявляется в условиях их реального применения (в виде деталей, конструкций и т. д.) [8].

Конструкционная сталь должна иметь и хорошие технологические свойства:

- хорошо обрабатываться давлением (прокатка, ковка, штамповка и т. д.);
- и резанием;
- быть не склонной к шлифовочным трещинам;
- обладать высокой прокаливаемостью и малой склонностью к обезуглероживанию, деформациям и трещи новообразованию при закалке и т. д.

Рессорно-пружинные стали общего назначения должны обладать высоким сопротивлением малым пластическим деформациям и пределом выносливости при достаточных пластичности и сопротивлении хрупкому разрушению; иметь повышенную релаксационную стойкость.

Стали должны обладать хорошей закаливаемостью и прокаливаемостью. После закалки мартенситная структура должна быть по всему объему. Присутствие после закалки продуктов эвтектоидного или промежуточного превращения, феррита, перлита, а также остаточного аустенита ухудшает все пружинные свойства. Чем мельче зерно, тем выше сопротивление стали малым пластическим деформациям. Наличие обезуглероженого слоя на готовых пружинах резко снижает пределы упругости и выносливости.

Для пружин малого сечения, закаливаемых в масле и испытывающих невысокие напряжения, применяют углеродистые стали 65, 70, 75, 85. В промышленности наиболее часто применяются кремнистые стали 55С2, 60С2А, 70С3А.

Поскольку кремний повышает прокаливаемость, задерживает распад мартенсита при отпуске и значительно упрочняет феррит. Они имеют высокие пределы текучести и упругости, что обеспечивает хорошие свойства. Кремнистые стали применяют для изготовления пружин вагонов, многих автомобильных рессор, в станкостроении, для торсионных валов.

Однако они склонны к обезуглероживанию, что снижает предел выносливости, поэтому их легируют хромом, марганцем, вольфрамом и никелем (60С2ХФА, 65С2ВА, 60С2Н2А) увеличивает их прокаливаемость и уменьшает склонность к обезуглероживанию, графитизации и росту зерна при нагреве.

									Лист
									178
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

Для изготовления автомобильных рессор широко применяют сталь 50ХГА, которая технологически превосходит кремнистые стали. Для клапанных пружин применяют сталь 50ХФА, не склонная к перегреву и обезуглероживанию, но имеет малую прокаливаемость. Для увеличения прокаливаемости добавляют марганец (50ХГФА), который снижает ударную вязкость.

Конструкционная высокоуглеродистая сталь марки 65ГА, поставляемая соответственно техническим требованиям ГОСТ 14959, представляет собой сталь рессорно-пружинной группы[10]. Она должна сочетать в себе высокую поверхностную твёрдость (для чего в её состав вводится до 1% марганца) и повышенную упругость. Марганец – основополагающая составляющая износостойких сталей.

В конце маркировки в стали стоит буква «А». Это говорит о том, что перед нами высококачественная сталь.

Все эти характеристики обеспечиваются в результате выполнения надлежащей термической обработки изделий, изготовленных из рассматриваемой стали. Относясь к разряду экономнолегированных, сталь 65ГА относительно дешёвая, что обуславливает её широкое и эффективное применение. В числе главных её компонентов находятся:

- углерод (в пределах 0,62...0,70 %);
- марганец (в пределах 0,9...1,2 %);
- хром и никель (до 0,25...0,30 %).

При достаточной твёрдости (например, после поверхностной нормализации она должна составлять не менее 285 НВ), и прочности на растяжение (не ниже 750 МПа), сталь 65ГА обладает достаточно высокой для своего класса ударной вязкостью – 3,0...3,5 кг·м/см². Это даёт возможность использовать материал для производства ответственных деталей подъёмно-транспортного оборудования (в частности, ходовых колёс мостовых кранов, катков), а также пружинных шайб и пружин неотчетливого назначения.

Стоит отметить, что детали пружин, изготовленные из стали 65ГА, плохо свариваются, а также не могут противостоять периодически возникающим растягивающим напряжениям (относительное удлинение не превышает 9%), а потому не подлежат применению в неразъёмных конструкциях машин и механизмов. При проведении процессов холодного пластического деформирования сталь становится весьма малопластичной уже при малых (до 10%) деформациях, поэтому, при необходимости изготовления из неё пружин больших размеров, приходится применять нагрев исходных заготовок, даже под листовую штамповку. Впрочем, и в горячем состоянии предельные степени деформации стали 65Г не превышают 50...60%.

Выбор режима термообработки диктуется производственными требованиями. В большинстве случаев для придания надлежащих физико-механических характеристик используют:

- нормализацию;
- закалку с последующим отпуском.

									Лист
									189
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

Температурно-временные параметры термической обработки и выбор её вида зависят от исходной структуры стали. Данный материал принадлежит к сталям доэвтектоидного типа, поэтому в его составе при температурах выше нижней точки аустенитного превращения — 723 °С — на 30...50 °С содержится аустенит в виде твердой механической смеси с незначительным количеством феррита. Поскольку аустенит – более твёрдая структурная составляющая, чем феррит, то интервал закалочных температур для стали 65Г будет существенно ниже, чем для конструкционных сталей с более низким процентным содержанием углерода. Таким образом, температурный интервал закалки стали данной марки должен находиться в пределах не более 800...830 °С.

Примерно такой же температурный диапазон применяют и для проведения нормализации – технологической операции термообработки, которую используют с целью исправления структуры материала изделия, для снятия внутренних напряжений, а при последующей механической обработке полуфабриката – и для улучшения его обрабатываемости.

Поскольку ударная вязкость у закалённой стали 65ГА – пониженная, то после закалки изделия из неё, в частности, пружины, обязательно должны пройти высокий отпуск. Происходящие в ходе отпуска мартенситно-аустенитные превращения снижают уровень возникающих во время закалки внутренних напряжений, снижают хрупкость и несколько поднимают показатели ударной вязкости.

Переход высокого отпуска исключается из режима только в том случае, когда заготовка проходит изотермическую закалку. В результате высокого отпуска сталь 65Г приобретает структуру сорбита, характерными особенностями которой являются мелкодисперсность структуры при сохранении изначально высоких показателей твёрдости, что полностью соответствует эксплуатационным требованиям.

Для соблюдения тех характеристик, которые заданы техническими условиями на эксплуатацию деталей, при выборе режима закалки учитывают следующие составляющие:

- способ и оборудование для нагрева изделий до требуемых температур;
- установление нужного температурного диапазона закалки;
- выбор оптимального времени выдержки при данной температуре;
- выбор вида закалочной среды;
- технологию охлаждения детали после закалки.

Интенсивность нагревания предопределяет качество получаемой структуры.

Для малолегированных сталей процесс ведут достаточно быстро, поскольку при этом минимизируется риск обезуглероживания материала, и, как следствие, потеря деталью своих прочностных параметров. Однако чересчур быстрый нагрев вызывает к жизни иные неприятности. В частности, для крупных деталей, с большими перепадами поперечных сечений это может вызвать неравномерное прогревание металла, с перспективой дальнейшего появления закалочных трещин, выкрашивания углов и кромок.

									Лист
									20
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

Для достижения максимальной степени равномерности нагрева сталь сначала подогревают в предварительных камерах термических печей до температур, несколько ниже закалочных – от 550 до 700 °С, и только потом деталь направляется непосредственно в закалочную печь.

Быстрее всего нагрев осуществляется в расплавах солей, медленнее – в газовых печах, и ещё медленнее – в электрических печах. Именно поэтому поверхностная закалка изделий из стали 65ГА в индукционных печах выполняется достаточно редко. Индуктор, как закалочный агрегат, используется лишь для изделий с малым поперечным сечением. При выборе вида нагревательного устройства важен также состав атмосферы, которая в нём создаётся. В частности, для термических печей, работающих на газе, стараются всемерно снижать длительность пребывания детали в печи, поскольку в противном случае происходит выгорание части углерода поверхностного слоя.

Исходя из нормируемой для стали 65Г температуры закалки в 800...820 °С, предельная величина обезуглероженного слоя не должна быть более 50...60 мкм.

Сталь 65ГА не боится перегрева, однако при закалке по верхнему значению температурного диапазона ударная вязкость материала начинает уменьшаться, что сопровождается ростом зёрен в микроструктуре.

Для снижения коробления деталей, которые имеют тонкие рёбра и перемычки, пользуются нагревом в соляных закалочных ваннах. Чаще применяют расплав хлористого натрия, а для раскисления в рабочий объём ванны добавляют буру или ферросилиций.

Выдержка при закалке изделий из стали 65ГА при заданном температурном интервале происходит до тех пор, пока полностью не произойдёт перлитное превращение. Этот процесс зависит от размера поперечного сечения детали и способа нагрева.

Как уже указывалось, для получения структуры сорбита изделия из стали 65ГА подвергают только высокому отпуску при температурах 550...600 °С, с охлаждением на спокойном воздухе. Для особо ответственных деталей иногда проводят дополнительный низкий отпуск. Диапазон его температур — 160...200 °С, с последующим медленным охлаждением на воздухе. Такая технология позволяет избежать накапливания термических напряжений в изделии, и повышает его долговечность. Для отпуска можно применять не только пламенные, но и электрические печи, оснащённые устройствами для принудительной циркуляции воздуха. Время выдержки изделий в таких печах — от 110 до 160 мин (увеличенные нормативы времени соответствуют деталям сложной конфигурации и значительных поперечных сечений).

В качестве рабочих сред при закалке стали 65Г не рекомендуется использовать воду и водные растворы солей. Ускорение процесса охлаждения, которое вызывает вода, часто сопровождается неравномерностью прокаливания[7].

									Лист
									220
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

Итоговый контроль качества закалки состоит в оценке макро- и микроструктуры металла, а также в определении финишной твёрдости изделия. Поверхностная твёрдость продукции, изготовленной из стали 65ГА, должна находиться в пределах 35...40 HRC после нормализации, и 40...45 HRC – после закалки с высоким отпуском.

Итак при исходной структуре стали феррит и перлит проводят закалку при температуре 840-880⁰С и охлаждение в масле с получением структуры мартенсит, а далее отпуск при температуре 420 – 460⁰С с получением структуры троостит и твердостью 40 – 50 HRC.

					<i>22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		22

2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

2.1 Назначить и рассчитать технологические параметры выплавки

Таблица 5 - Химический состав марки стали 65ГА

C	Mn	Si	Ni	S	P	Cr	Al	Cu
0,65-0,7	0,7-1	0,15-0,3	до 0,2	до 0,025	до 0,025	до 0,15	до 0,8	до 0,2

Перед завалкой производится полный расчет шихты. Расчёт ведём по реальной массе завалки, которую принимаем 5% больше садки печи[2,4].

Задачу выбора рационального состава шихты для выплавки стали в «идеальных» условиях, когда есть в наличии все группы отходов и все легирующие, можно решать с помощью метода линейного программирования. Группы отходов выбираются на основании приложения 1. В реальных производственных условиях очень часто приходится выплавлять сталь из шихты, которая есть в наличии. Это связано с отсутствием легированных отходов. Углеродистых отходов больше. Особенно это стало актуальным в настоящее время, когда в ДСП выплавляют низколегированные стали и мало заказов на сложнолегированный сортамент. В условиях современного производства предпочтительнее выплавлять в ДСП углеродистый полупродукт с последующим легированием (рафинированием) во внепечных агрегатах. Поэтому подавляющую часть шихты составляют углеродистые либо низколегированные отходы. Также в состав шихты входит родственная группа, а также близкие к ней по химическому составу легированные группы отходов и соответствующие ферросплавы и лигатуры. В завалку даются ферросплавы, которые имеют малый угар или не окисляются, на нижний предел. На основании выше изложенного даем в завалку отходы групп Б – 76, А – 4.

Следовательно, шихта для выплавки заданной марки стали может быть составлена из материалов, химический состав представлен в таблице 6. Состав шихты представлен в таблице 8.

Кроме основной металлической шихты в дуговую печь загружают известь и агломерат.

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

Материал	Содержание элементов													
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	Al	W	Mo	V	Cu	Fe
Б – 76	1,45	0,9	1,6	0,01	0,01	0,0	0,05	0,01	0,03	0,03	0,01	0,05	0,03	95,77
А-4	0,32	0,25	0,45	0,02	0,03	0,1	0,15	-	-	-	-	0,1	0,04	98,54

Таблица 7 – Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов						
		C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni
Б – 76	61550	892,475	553,95	984,8	6,155	6,155	30,775	30,775
А-4	63450	203,04	158,625	285,525	12,69	19,035	63,45	95,175
Всего	125000	1095,52	712,575	1270,33	18,845	25,19	94,225	125,95
Всего, %	100	0,876	0,570	1,016	0,015	0,020	0,075	0,100

Продолжение таблицы 7

Материал	Масса	Содержание элементов						
		Ti	Al	W	Mo	V	Cu	Fe
Б-76	61550	6,155	18,465	18,465	6,155	30,775	18,465	58946
А-4	63450	0	0	0	0	63,45	25,38	62524
Всего	125000	6,155	18,465	18,465	6,155	94,225	43,845	121470
Всего, %	100	0,004	0,014	0,014	0,004	0,075	0,035	97,176

Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, представлен в таблице 8 и таблице 9.

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

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

Таблица 9 – Химический состав легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

Материал	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	W	Mo	V	Cu	Al	Fe
ФС 75	—	65,00	0,40	0,05	0,02	0,40	—	—	—	—	—	2,00	32,13
ФМн88	7,00	6,00	78,00	0,05	0,02	—	—	—	—	—	—	—	8,93
А97	—	0,01	—	—	—	—	—	—	—	—	—	99,98	0,01

2.2 Материальный баланс

Окисление элементов

Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов (таблица 10), входящих в таблицу 9.

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 11[2,4].

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

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

Таблица 11 – Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержится в металле, %
C	1095,515	219,104	876,411	1,2
Si	712,575	712,575	0	0
Mn	1270,33	889,231	381,099	0,304
P	18,845	0	18,845	0,015
S	25,19	0	25,19	0,020
Cr	94,225	18,845	75,38	0,060
Ni	125,95	1,889	124,061	0,099
Ti	6,155	6,155	0	0
W	18,645	0	18,645	0,014
Mo	18,645	0	18,645	0,014
Cu	94,225	0	94,225	0,075
Al	43,845	43,845	0	0
V	6,155	0	6,155	0,004
Fe	121470	2429,4	119041	95,232
Всего	125000	4321,04	120679	100

Определение кислорода, необходимого для окисления элементов шихты.
Окисление углерода происходит по реакции:



$$1095,52 \cdot 0,2 = 219,104 \text{ кг (угар элемента)}.$$

Расчет количества кислорода необходимого для окисления элементов определяем по формуле:

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

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:

$$m_{i_x j_y} = \frac{m_i}{\nu_i \cdot \mu_i} \cdot \nu_{i_x j_y} \cdot \mu_{i_x j_y}, \quad (3)$$

где $\nu_{i_x j_y}$ – стехиометрический коэффициент оксида;

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

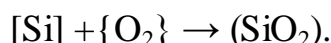
Потребуется кислорода на окисление углерода:

$$m_{O_2}(C) = \frac{m_C}{\mu_C} \cdot \frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2} = \frac{219,104}{1 \cdot 12} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 292,104 \text{ кг};$$

образуется $\{CO\}$:

$$m_{\{CO\}} = \frac{m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{219,104}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 511,243 \text{ кг}.$$

Окисление кремния происходит по реакции:



									Лист
									26
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

Потребуется кислорода на окисление кремния:

$$m_{O_2}(Si) = \frac{712,575}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 32 = 814,371 \text{ кг};$$

образуется (SiO₂):

$$m_{(SiO_2)} = \frac{712,575}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 1526,95 \text{ кг.}$$

Окисление марганца происходит по реакции:



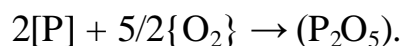
Потребуется кислорода на окисление марганца:

$$m_{O_2}(Mn) = \frac{889,231}{1 \cdot 55} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 258,685 \text{ кг};$$

образуется (MnO):

$$m_{(MnO)} = \frac{889,231}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 1147,916 \text{ кг.}$$

Окисление фосфора происходит по реакции:



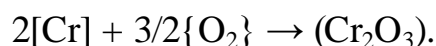
Потребуется кислорода на окисление фосфора:

$$m_{O_2}(P_2) = \frac{13,191}{2 \cdot 31} \cdot \frac{5}{2} \cdot 32 = 17,023 \text{ кг};$$

образуется (P₂O₅):

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{13,191}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 30,213 \text{ кг.}$$

Окисление хрома происходит по реакции:



Потребуется кислорода на окисление хрома:

$$m_{O_2}(Cr) = \frac{18,845}{2 \cdot 52} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 8,697 \text{ кг};$$

									Лист
									27
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

образуется (Cr_2O_3):

$$m_{(\text{Cr}_2\text{O}_3)} = \frac{18,845}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 27,543 \text{ кг.}$$

При этом переходит в шлак:

$$27,543 \cdot 0,8 = 22,034 \text{ кг,}$$

с газами теряется:

$$27,543 \cdot 0,2 = 5,508 \text{ кг.}$$

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

$$125,95 \cdot 0,015 = 1,889 \text{ кг}$$

Останется никеля в печи:

$$125,95 - 1,889 = 124,061 \text{ кг}$$

В процессе плавления происходит окисление титана. Считаем, что в период плавления окисляется 100 % титана, имеющегося в шихте. Оксид титана полностью переходит в шлак.

Образуется TiO_2 :

$$m_{(\text{TiO}_2)} = \frac{6,155}{48} \cdot 80 = 10,258 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода для окисления титана:

$$m_{\text{O}_2}(\text{Ti}) = \frac{6,155}{2 \cdot 48} \cdot 2 \cdot 32 = 4,103 \text{ кг;}$$

В процессе плавления происходит окисление алюминия.

В период плавления угар алюминия составляет 100%.

При окислении алюминия образуется глинозём:

$$m_{(\text{Al}_2\text{O}_3)} = \frac{43,845}{54} \cdot 102 = 82,818 \text{ кг.}$$

					<i>22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		28

Потребуется кислорода для окисления алюминия:

$$m_{O_2}(Al) = \frac{43,845 \cdot 3 \cdot 32}{54 \cdot 2} = 38,973 \text{ кг.}$$

Принимаем, что в период плавления молибден, медь, ванадий, вольфрам не окисляются.

В процессе плавления происходит окисление железа. Считаем, что в период плавления окисляется 2 % железа, 80 % окислившегося железа теряется с газами, а 20 % переходит в шлак.

Окисление железа происходит по реакции:



Масса железа окислившегося до (FeO):

$$m_{[Fe]} = \frac{121470 \cdot 2}{100} = 2429,4 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода на окисление железа до (FeO):

$$m_{O_2}(Fe_1) = 3123,51 - 2429,4 = 694,114 \text{ кг;}$$

Теряется с газами:

$$2429,4 \cdot 0,8 = 1943,52 \text{ кг}$$

Переходит в шлак:

$$2429,4 \cdot 0,2 = 485,88 \text{ кг}$$

образуется (FeO):

$$m_{(FeO)} = \frac{2429,4}{1 \cdot 56} \cdot 1 \cdot 72 = 3123,51 \text{ кг.}$$

С газами теряется FeO:

$$3123,51 \cdot 0,8 = 2498,81 \text{ кг}$$

Переходит в шлак FeO:

$$3123,51 \cdot 0,2 = 1311,88 \text{ кг}$$

					<i>22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		29

Остается железа в металле:

$$121470 - 2429,4 = 119041 \text{ кг}$$

В конце периода плавления в печи остаётся следующее количество металла (с учетом угаров элементов) 120679 кг. Таким образом, содержание углерода в металле составит 0,7 %.

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

$$[O] = \frac{0,0026 + 0,0084}{[C]}, \quad (4)$$

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

Тогда

$$[O] = \frac{0,0026 + 0,0084}{0,701} = 0,005 \text{ \%}$$

Содержание кислорода в металле составит:

$$m_{[O]} = \frac{[O]}{100} \cdot m_{Me} = \frac{0,005}{100} \cdot 120679 = 6,003 \text{ кг}$$

Шлакообразование.

Шлак периода плавления образуется из шлакообразующей смеси в количестве 7 % от массы шихты, состоящей из извести, магнезита и магнезитохромита в соотношении 20:4:1, составляющих разрушающейся футеровки ванны, стен и свода печи, оксидов, полученных при окислении компонентов металлической шихты.

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

$$m_{i(j)} = \frac{m_j}{100} \cdot (j)$$

где $m_{i(j)}$ – масса компонента i , вносимого шлакообразующим j , кг;

m_j – расход шлакообразующего j , кг;

i – содержание компонента i , в шлакообразующем j , кг;

									Лист
									30
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

а) Расчёт компонентов, вносимых известью в шлак. Кроме металлической части шихты, в завалку сверху добавляют известь. Для наведения шлака в завалку на 1 т металлошихты обычно дают 15...30 кг извести.

$$m_{(CaO)} = \frac{m_{изв}}{100} \cdot (CaO) = \frac{2630}{100} \cdot 97 = 2551,1 \text{ кг,}$$

$$m_{(MgO)} = \frac{m_{изв}}{100} \cdot (MgO) = \frac{2630}{100} \cdot 2 = 52,6 \text{ кг,}$$

$$m_{(SiO_2)} = \frac{2630}{100} \cdot 1,3 = 34,19 \text{ кг,}$$

$$m_{(Al_2O_3)} = \frac{2630}{100} \cdot 0,8 = 21,04 \text{ кг,}$$

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{2630}{100} \cdot 0,2 = 5,26 \text{ кг,}$$

В данном расчете ведем пересчет на FeO, по формуле:

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

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

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

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

В пересчёте на FeO:

$$m_{(FeO)} = \frac{5,26 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 4,734$$

Выделяется CO_2 в атмосферу за счёт потерь при прокаливании:

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{2630 \cdot 7,7}{100} = 202,51 \text{ кг.}$$

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

Примерный расход магнезитового порошка на заправку печи определяем по формуле при механизированной заправке:

$40 \times m_0^{-0.17}$ - при механизированной заправке,

$$40 \cdot 125000^{-0.17} \cdot 125 = 679,97 \text{ кг.}$$

									Лист
									31
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

$$m_{(CaO)} = \frac{m_{\text{магн. мат.}}}{100} \cdot (CaO) = \frac{679,97}{100} \cdot 1,0 = 6,79 \text{ кг,}$$

$$m_{(MgO)} = \frac{679,97}{100} \cdot 93 = 631,47 \text{ кг,}$$

$$m_{(SiO_2)} = \frac{679,97}{100} \cdot 3 = 20,37 \text{ кг,}$$

$$m_{(Al_2O_3)} = \frac{679,97}{100} \cdot 1 = 6,79 \text{ кг,}$$

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{679,970}{100} \cdot 2 = 13,58 \text{ кг.}$$

В пересчёте на FeO:

$$m_{(FeO)} = \frac{13,58 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 12,222 \text{ кг}$$

в) Расчёт составляющих, поступивших в шлак из футеровки стен и свода. Примем суммарный расход магнетитохромитовых огнеупоров 1,5 кг/т стали, или 187,500 кг на 125 т (на всю садку).

Тогда разрушающаяся магнетитохромитовая футеровка внесёт в шлак:

$$m_{(CaO)} = \frac{m_{\text{магн. мат.}}}{100} \cdot (CaO) = \frac{187,500}{100} \cdot 2,0 = 3,75 \text{ кг,}$$

$$m_{(MgO)} = \frac{187,500}{100} \cdot 66 = 123,75 \text{ кг,}$$

$$m_{(SiO_2)} = \frac{187,500}{100} \cdot 6,5 = 12,187 \text{ кг,}$$

$$m_{(Al_2O_3)} = \frac{187,500}{100} \cdot 4 = 7,5 \text{ кг,}$$

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{187,500}{100} \cdot 11,5 = 21,562 \text{ кг.}$$

В пересчёте на FeO:

$$m_{(FeO)} = \frac{21,562 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 12,222 \text{ кг}$$

г) Поступление в шлак золы электродов. Расход современных электродов составляет 4...5 кг/т. Принимаем что расходуется 4 кг/т электродов, т.е. 500 кг. В электроде содержание углерода составляет 99%, тогда окисляется углерода

					<i>22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		32

$$m_{\{C\}} = \frac{500 \cdot 99}{100} = 495 \text{ кг}$$

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

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot m_{\{C\}} \cdot \mu}{\mu} = \frac{0,7 \cdot 495 \cdot 28}{12} = 808,5 \text{ кг}$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0,3 \cdot m_{\{C\}} \cdot \mu}{\mu} = \frac{0,3 \cdot 495 \cdot 28}{12} = 544,5 \text{ кг}$$

Количество кислорода необходимого для окисления углерода составит:

$$m_{\{O_2\}} = m_{\{CO\}} - m_{\{C\}} = 808,5 - 495 \cdot 0,7 = 462 \text{ кг}$$

$$m_{\{O_2\}} = m_{\{CO_2\}} - m_{\{C\}} = 544,5 - 495 \cdot 0,3 = 198 \text{ кг}$$

Итого масса кислорода на окисления углерода равна:

$$462 + 198 = 660 \text{ кг}$$

Баланс кислорода в период плавления, кг:

- 1) на окисление углерода — 292,139;
- 2) на окисление кремния — 814,371;
- 3) на окисление марганца — 258,685;
- 4) на окисление хрома — 8,69;
- 5) на окисление титана — 4,1;
- 6) на окисление железа — 694,114;
- 7) на окисление электродов — 660;
- 7) на окисление фосфора — 17,02;

Всего — 2788,105 кг

В период плавления часть кислорода усваивается жидким металлом из печной атмосферы, и остальная часть подаётся с помощью кислородного инжектора.

Скорость усвоения кислорода из воздуха на каждый метр площади печи на уровне откосов составляет величину порядка от 20 – 30 кг/час, принимаем 25,5 кг/час. Если принять, что продолжительность плавления составляет 0,83 часа, то за это время усвоится кислорода:

$$20 \cdot 24,63 \cdot 0,83 = 408,3 \text{ кг},$$

где 24,630-общая суммарная поверхность ванны на уровне откосов, м².

									Лист
									33
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

Следовательно, газообразного кислорода следует внести:

$$2788,105 - 408,3 = 2379,805 \text{ кг}$$

$$\frac{22379,805 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 2517,646 \text{ кг (95\% усвоения)}$$

Таблица 12 – Количество и состав шлака периода плавления, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃
Известь	34,19	2551,1	-	4,73	-	21,04
Футеровка ванны	20,37	6,79	-	12,22	-	6,79
Футеровка стен и свода	12,18	3,75	-	19,4	28,12	7,5
Оксиды из металлической ванны	1526,9	-	918,3	1311,8	22,03	—
Всего	1593,6	2561,64	918,3	1348,2	50,15	35,33
%	21,68	34,84	12,49	21,34	0,682	0,480

Продолжение таблицы 12

Источник поступления	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	сумма
Известь	52,6	-	-	2663
Футеровка ванны	631,4	-	-	677,6
Футеровка стен и свода	123,7	-	-	194,7
Оксиды из металлической ванны	—	10,25	25,07	3814
Всего	807,8	10,25	25,07	7350
%	10,98	0,139	0,341	100

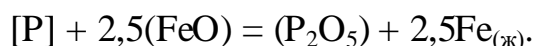
Основность шлака по окончании периода плавления

$$B = \frac{m_{CaO}}{m_{SiO_2}} = \frac{2561,64}{1593,697} = 1,663.$$

Таблица 13 — Баланс металла периода плавления

Элемент	Поступило с шихтой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	1095,515	0	219,04	876,475	0,735
Si	712,575	712,575	0	0	0
Mn	1270,33	918,333	0	351,997	0,295
P	18,845	0	13,19	5,655	0,004
S	25,19	0	0	25,19	0,021
Cr	94,225	22,034	0	72,191	0,060
Ni	125,95	0	1,88	124,07	0,104
Ti	6,155	6,155	0	0	0
W	18,645	0	0	18,645	0,015
Mo	18,645	0	0	18,645	0,015
Cu	94,225	0	0	94,225	0,079
Al	43,845	43,845	0	0	0
V	6,155	0	0	6,155	0,005
Fe	121470	1311,88	2498,81	117659	98,664
Всего	125000	3014,82	2732,92	119253	100

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

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

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:

$$n_{RO} = \frac{(RO)}{\mu_{RO}}; X_{RO} = \frac{n_{RO}}{\Sigma n_{RO}}; n_{R^+} = V_{R^+} \cdot n_{RO}; X_{R^+} = \frac{n_{R^+}}{\Sigma n_{R^+}},$$

Таблица 14 – Состав шлака дефосфорации

Состав шлака	SiO ₂	CaO	MnO	FeO	MgO	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	TiO ₂	P ₂ O ₅	Σ
M _{RO}	60	56	71	72	40	102	152	80	71	–
n _{RO}	0,361	0,622	0,176	0,254	0,017	0,004	0,072	0,001	0,004	1,515
X _{RO}	0,238	0,410	0,116	0,168	0,011	0,003	0,047	0,001	0,003	1
n _{R+}	0,361	0,622	0,176	0,254	0,017	0,009	0,144	0,001	0,004	1,592
X _{R+}	0,2269	0,390	0,110	0,16	0,010	0,005	0,090	0,001	0,003	1

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

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

$$lg\gamma_{FeO} = \frac{1000 \cdot (2,18 \cdot 0,111 \cdot 0,226 + 5,9 \cdot (0,39 + 0,011) \cdot 0,226 + 10,5 \cdot 0,39 \cdot 0,003)}{1873} = 0,323$$

$$\gamma_{FeO} = 2,103$$

$$lg\gamma_{P_2O_5} = lg\gamma_{FeO} - \frac{10500}{T} \cdot X_{Ca} = 0,323 - \frac{10500}{1873} \cdot 0,39 = -1,868$$

$$\gamma_{P_2O_5} = 0,0135$$

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

$$lgf_P = e_p^O \cdot [C] \cdot e_p^O \cdot [O] \cdot e_p^{Si} \cdot [Si] \cdot e_p^{Mn} \cdot [Mn] \cdot e_p^P \cdot [P] \cdot e_p^S \cdot [S] \cdot e_p^{Cr} \cdot [Cr] \cdot e_p^{Ni} \cdot [Ni] \cdot e_p^{Ti} \cdot [Ti] \cdot e_p^W \cdot [W] \cdot e_p^{Al} \cdot [Al] \cdot e_p^{Mo} \cdot [Mo] \cdot e_p^{Cu} \cdot [Cu] \cdot e_p^V \cdot [V] =$$

$$lgf_P = 0,13 \cdot 0,735 + 0,13 \cdot 0,005 - 0,032 \cdot 0,29 + 0,062 \cdot 0,005 + 0,028 \cdot 0,021 - 0,044 \cdot 0,06 - 0,059 \cdot 0,104 - 0,023 \cdot 0,016 - 0,017 \cdot 0,16 - 0,035 \cdot 0,079 - 0,042 \cdot$$

$$0,0052 = 0,08$$

$$f_P = 1,204$$

										Лист
										36
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР					

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

$$L_P = \frac{(P)}{[P]} = \frac{\mu_P \cdot K_P \cdot f_P \cdot (x_{FeO} \cdot \gamma_{FeO})^{2,5} \cdot \Sigma n_{RO}}{\gamma_{P_2O_5}} = \frac{31 \cdot 0,163 \cdot 1,204 \cdot (0,168 \cdot 2,1)^{2,5} \cdot 1,5}{0,0135} = 50,682$$

где μ_P – атомная масса фосфора.

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

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

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

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

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

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

$$[P_K] = \frac{100 \cdot 0,005 \cdot \frac{7350,55}{119253} + 100 \cdot 0,34 \cdot \frac{31}{71}}{100 + \frac{7350,55}{119253} \cdot 50,682} = 0,034$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции:

$$\frac{119253 - X}{5,655 - X} = \frac{100}{0,034}$$

$$0,034 \cdot (119253 - x) = 100 \cdot (5,655 - x)$$

$$x = 1,628 \text{ кг}$$

При этом образуется:

$$P_2O_5 = \frac{1,628 \cdot 142}{62} = 3,729 \text{ кг.}$$

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака в конце периода плавления таблица 15.

									Лист
									37
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

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

Источник поступления, кг	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃
Известь	34,1	2551,1	-	4,734	-
Футеровка ванны	20,3	6,79	-	12,22	-
Футеровка стен и свода	12,1	3,75	-	19,4	28,1
Оксиды из металлической ванны	1526,9	-	918,3	1311,88	22,0
Всего	1593,6	2561,6	918,3	1348	50,1
%	21,67	34,831	12,48	21,3	0,68

Продолжение таблицы 15

Источник поступления, кг	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	Сумма
Известь	21,04	52,6	-	-	2663,6
Футеровка ванны	6,79	631,4	-	-	677,64
Футеровка стен и свода	7,5	123,7	-	-	194,7
Оксиды из металлической ванны	—	—	10,2	28,808	3818,2
Всего	35,33	807,82	10,2	28,808	7354,2
%	0,480	10,984	0,13	0,391	100

Таблица 16 – Баланс металла периода плавления

Элемент	Поступило с шихтой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	1095,515	0	219,04	876,475	0,735
Si	712,575	712,575	0	0	0
Mn	1270,33	918,333	0	351,997	0,295
P	18,845	0	13,19	5,655	0,004
S	25,19	0	0	25,19	0,021
Cr	94,225	22,034	0	72,191	0,060
Ni	125,95	0	1,88	124,07	0,104
Ti	6,155	6,155	0	0	0

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

22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР

Лист

38

Продолжение таблицы 16

W	18,645	0	0	18,645	0,015
Mo	18,645	0	0	18,645	0,015
Cu	94,225	0	0	94,225	0,079
Al	43,845	43,845	0	0	0
V	6,155	0	0	6,155	0,005
Fe	121470	1311,88	2498,81	117659	98,664
Всего	125000	3014,82	2732,92	119253	100

Определение количества и состава газов в период плавления
 Общая масса кислорода, усвоенного из воздуха:

$$m_{O_2} = 408,858 \text{ кг}$$

Объем кислорода в воздухе:

$$V_{O_2} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \cdot 408,858 = 286,206 \text{ м}^3.$$

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

$$V_N = \frac{100 - 21}{21} \cdot V_{O_2} = 1076,659 \text{ м}^3.$$

Массовое содержание кислорода в воздухе 23 %, тогда

$$m_N = \frac{100 - 23}{23} \cdot m_{O_2} = 1368,685 \text{ кг.}$$

Объем и масса воздуха:

$$V_B = V_{O_2} + V_N = 286,2006 + 1076,659 = 1362,86 \text{ м}^3;$$

$$m_B = m_{O_2} + m_N = 408,858 + 1368,785 = 1777,643 \text{ кг.}$$

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

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

Определим количество влаги, вносимой воздухом из следующих условий:
 $t_B = 20 \text{ }^\circ\text{C}$, $p_B = 760 \text{ мм.рт. ст.}$, $f = 0,7$, $E = 17,5 \text{ мм.рт. ст.}$

									Лист
									39
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

Влажность атмосферного воздуха:

$$V_{\text{влаж.в}} = V_{\text{в}} \cdot \frac{273 + t_{\text{в}}}{273} \cdot \frac{p_{\text{в}}}{p_{\text{в}} - E \cdot f} = 1362,86 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{760}{760 - 0,7 \cdot 17,5} = 192,929 \text{ м}^3.$$

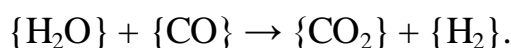
Количество водяного пара в 1 м³ атмосферного воздуха:

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

Масса влаги:

$$m_{\text{вл}} = V_{\text{влаж.в}} \cdot p_{\text{в.пара}} = 192,929 \cdot 0,013 = 2,508 \text{ кг.}$$

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции:



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

$$m_{\{\text{H}_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{H}_2} = \frac{2,508}{18} \cdot 2 = 0,278 \text{ кг,}$$

$$m_{\{\text{CO}_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{CO}_2} = \frac{2,508}{18} \cdot 44 = 6,13 \text{ кг.}$$

Для этого необходима окись углерода в количестве

$$m_{\{\text{CO}\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{CO}} = \frac{2,508}{18} \cdot 28 = 3,901 \text{ кг.}$$

Суммарный материальный баланс периода плавления:

Израсходовано, кг:	Получено, кг:
а) шихты — 125000, из неё:	а) металла — 119252,6;
1) отходы Б76 — 61550; 2) отходы А4 — 63450; б) шлакообразующих — извести — 2630; в) футеровки ДСП в том числе: 1) магнезита — 679,0; 2) магнезитохромита — 187,50; 3) электроды — 495; г) кислорода из воздуха — 2517,646;	б) шлака — 7354,282; в) пыли — 2735,792 в том числе: 1) MnO — 229,58; 2) Cr2O3 — 5,508; 3) Ni — 1,889; 4) FeO — 2498,81; г) газов — 3435,817 в том числе:

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

22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР

Лист

40

д) азота—1368,785; е) влага—2,508. Всего: 132884,17.	1) CO — 1319,743; 2) CO ₂ — 747,01; 3) азота—1368,785; 4) H ₂ —0,278 Всего: 132778,4
--	--

Невязка:

$$\frac{132884,17 - 132778,4}{132778,4} \cdot 100\% = 0,079 \%$$

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

2.1.3 Окислительный период

Расчёт поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки в окислительный период для всех элементов (таблица 17)

Таблица 17 — Угары элементов при выплавке стали в ДСП в окислительный период

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Al	Mo	Cu	V	As	Fe
Общий	20	100	70	0	0	1,5	0	100	0	100	0	0	0	0	1,5
В шлак	0	100	80	0	0	95	0	100	0	100	0	0	0	0	70
В улёт	100	0	20	0	0	5	0	0	0	0	0	0	0	0	30

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла в конце окислительного периода представлен в таблице 18.

Таблица 18 — Химический состав металла в конце окислительного периода

Элемент	Металл периода плавания	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержится в металле, %
C	876,475	101,57	774,905	0,661
Si	0	0	0	0
Mn	351,997	246,39	105,607	0,090
P	5,655	0	5,655	0,004
S	25,19	0	25,19	0,021

Продолжение таблицы 18

Cr	72,191	1,08	71,111	0,060
Ni	124,07	0	124,07	0,105
Ti	0	0	0	0
W	18,645	0	18,645	0,015
Mo	18,645	0	18,645	0,015
Cu	94,225	0	94,225	0,080
Al	0	0	0	0
V	6,155	0	6,155	0,005
Fe	117659	1788,8	115870	98,938
Всего	119253	2137,84	117114	100

Для гарантированного получения заданного состава стали необходимо получить в конце обезуглероживания содержание углерода в металле 0,65 %.

Тогда массу окислившегося кислорода определяем по пропорции

$$\frac{119253 - m_{\Delta c}}{876,475 - m_{\Delta c}} = \frac{100}{0,65}$$

$$m_{\Delta c} = \frac{100 \cdot 876,4 - 0,65 \cdot 119252,6}{100 - 0,65} = 101,57 \text{ кг}$$

В процессе плавания происходит окисление газообразным кислородом по следующей реакции:



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

$$m_{\{CO\}} = 236,996 - 101,57 = 135,426 \text{ кг.}$$

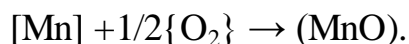
образуется $\{CO\}$, определяем по формуле (3):

$$m_{O_2}(C) = \frac{101,57}{1 \cdot 12} \cdot 28 = 236,997 \text{ кг;}$$

В процессе плавания происходит окисление кремния. Так как мы совмещаем период плавания с окислительным, кремния окислилось 100%

В процессе плавания происходит окисление марганца. Принимаем, что в окислительный период теряется 70 % марганца. Из этого количества 20 % теряется с газами, а 80 % переходит в шлак.

Окисление марганца происходит по реакции:



Потребуется кислорода на окисление марганца:

$$m_{\text{O}_2}(\text{Mn}) = \frac{0,7 \cdot 351,997}{1 \cdot 55} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 71,679 \text{ кг};$$

образуется (MnO):

$$m_{(\text{MnO})} = \frac{0,7 \cdot 351,997}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 318,077 \text{ кг}.$$

Испарится (MnO):

$$m_{(\text{MnO})} = \frac{318,077 \cdot 20}{100} = 63,615 \text{ кг}$$

из них:

$$m_{(\text{Mn})} = \frac{351,997 \cdot 20}{100} = 70,3994$$

В шлак переходит MnO:

$$m_{\{\text{MnO}\}} = 318,077 - 63,615 = 254,462 \text{ кг}$$

из них

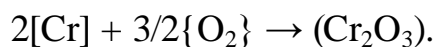
$$246,3979 - 70,399 = 175,9989$$

В процессе плавления происходит окисление фосфора. Принимаем, что фосфор из металла во время продувки не удаляется.

В процессе плавления происходит окисление серы. Принимаем, что сера из металла не удаляется.

В процессе плавления происходит окисление никеля. Принимаем, что никель во время продувки не удаляется.

В процессе плавления происходит окисление хрома. Окислится 1,5 % хрома от исходного или $72,191 \cdot 0,015 = 1,082$; из этого количества 5 % теряется с газами, а 95 % переходит в шлак. Окисление хрома происходит по реакции:



образуется (Cr₂O₃):

$$m_{(\text{Cr}_2\text{O}_3)} = \frac{1,08}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 1,58 \text{ кг}.$$

					<i>22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		43

Испарится (Cr_2O_3):

$$m_{(\text{MnO})} = \frac{1,58 \cdot 5}{100} = 0,079 \text{ кг}$$

из них:

$$m_{(\text{Cr})} = \frac{1,08 \cdot 5}{100} = 0,054 \text{ кг}$$

В шлак переходит (Cr_2O_3):

$$m_{\{\{\text{Cr}_2\text{O}_3\}\}} = 1,58 - 0,079 = 1,503 \text{ кг}$$

из них

$$m_{\{\{\text{Cr}\}\}} = 1,08 - 0,054 = 1,026$$

Потребуется кислорода на окисление хрома

$$m_{\text{O}_2}(\text{Cr}) = 1,582 - 1,08 = 0,499 \text{ кг};$$

Элементы: титан, алюминий полностью окислились в период плавления.

Принимаем, что в окислительный период элементы молибден, медь, вольфрам, ванадий из металла не удаляются.

В процессе плавления происходит окисление железа. Окислится 1,5 % железа от исходного, из этого количества 30 % теряется с газами, а 70 % переходит в шлак. Тогда окислится железа:

$$119253 \cdot 0,015 = 1788,795 \text{ кг}$$

Теряется с газами: 536,638 кг

Переходит в шлак: 1252,156 кг

Образуется оксида железа FeO :

$$m_{[\text{FeO}]} = \frac{1788,795}{56} \cdot 72 = 2299,87 \text{ кг}$$

Испарится FeO :

$$m_{[\text{FeO}]} = \frac{2299,87}{100} \cdot 30 = 689,963 \text{ кг}$$

					<i>22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		44

из них:

$$m_{[Fe]} = \frac{1788,795}{100} \cdot 30 = 536,635 \text{ кг}$$

Переходит в шлак FeO:

$$2299,87 - 689,963 = 1609,15 \text{ кг}$$

из них

$$1788,795 - 536,635 = 1252,16 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление железа:

$$2299,87 - 1788,795 = 511,084 \text{ кг}$$

Остаётся железа в металле:

$$119253 - 1788,795 = 117464,205 \text{ кг}$$

В конце окислительного периода в печи остается следующее количество металла (с учетом угара элементов) – 117114 кг, содержание углерода в металле составит 0,661%.

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

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,661}{0,661} = 0,011 \%$$

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

$$\frac{117114 + x}{x} = \frac{100}{0,011}$$

$$0,011 \cdot (117114 + x) = 100 \cdot x$$

$$x = 12,884 \text{ кг}$$

В конце периода плавления содержание кислорода в металле было 6,003 кг. Следовательно, на насыщение металла пошло:

$$12,884 - 6,003 = 6,881 \text{ кг}$$

					<i>22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45

Для определения технического кислорода в окислительный период составляем баланс кислорода окислительный период:

- 1) на окисление углерода — 135,42;
- 2) на окисление марганца — 71,679;
- 3) на окисление хрома — 0,49;
- 4) на окисление железа — 511,084;
- 7) на насыщение металла — 6,881;

Всего — 725,571 кг

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

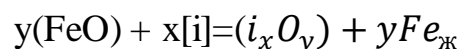
Следовательно FeO внесет:

$$(135,42 + 71,679 + 0,49 + 6,881) \cdot \frac{30}{100} = 64,34 \text{ кг кислорода,}$$

а газообразный кислород внесет:

$$725,571 - 64,34 = 661,231 \text{ кг кислорода}$$

(FeO) окисляет по реакции



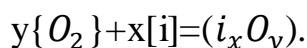
На это расходуется:

$$\frac{64,34 \cdot 72}{16} = 289,53 \text{ кг FeO}$$

При этом в металл переходит железо в количестве:

$$289,53 - 64,34 = 225,19 \text{ кг по реакции}$$

Газообразный кислород окисляет



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

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

									Лист
									46
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

Если приближенно принять продолжительность окислительного периода в 120 тонной печи 20 минут, то за это время усвоится кислорода:

$$20 \cdot 24,630 \cdot 0,333 = 164,201 \text{ кг}$$

Следовательно кислородным инжектором необходимо внести кислорода:

$$661,231 - 164,201 = 497,03 \text{ кг}$$

Определение количества и состава газов в окислительный период:

Общая масса кислорода, усвоенного из воздуха:

$$m_{O_2} = 164,201 \text{ кг}$$

Объем кислорода в воздухе

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

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

$$V_N = \frac{100 - 21}{21} \cdot V_{O_2} = 432,396 \text{ м}^3.$$

Массовое содержание кислорода в воздухе 23 %, тогда

$$m_N = \frac{100 - 23}{23} \cdot m_{O_2} = 549,716 \text{ кг}.$$

Объем и масса воздуха:

$$V_B = V_{O_2} + V_N = 114,94 + 432,396 = 547,336 \text{ м}^3;$$

$$m_B = m_{O_2} + m_N = 164,201 + 549,716 = 713,917 \text{ кг}.$$

Определим количество влаги, вносимой воздухом из следующих условий:
 $t_b = 20 \text{ }^\circ\text{C}$, $p_b = 760 \text{ мм.рт. ст.}$, $f = 0,7$, $E = 17,5 \text{ мм.рт. ст.}$

Количество водяного пара в 1 м^3 атмосферного воздуха:

$$V_{\text{влаж.в}} = V_B \cdot \frac{273 + t_b}{273} \cdot \frac{p_b}{p_b - E \cdot f} = 547,336 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{760}{760 - 0,7 \cdot 17,5} = 595,656 \text{ м}^3.$$

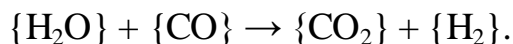
$$p_{\text{в.пара}} = 0,29 \cdot \frac{E \cdot f}{273} = 0,29 \cdot \frac{17,5 \cdot 0,7}{273} = 0,013 \text{ кг/м}^3.$$

					<i>22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		47

Масса влаги:

$$m_{\text{вл}} = V_{\text{влаж.в}} \cdot p_{\text{в.пара}} = 595,656 \cdot 0,013 = 7,74 \text{ кг.}$$

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции:



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

$$m_{\{\text{H}_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{H}_2} = \frac{7,74}{18} \cdot 2 = 0,86 \text{ кг,}$$

$$m_{\{\text{CO}_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{CO}_2} = \frac{7,74}{18} \cdot 44 = 18,92 \text{ кг.}$$

Для этого необходима окись углерода в количестве:

$$m_{\{\text{CO}\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{CO}} = \frac{7,74}{18} \cdot 28 = 12,04 \text{ кг.}$$

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

$$\frac{497,03 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 525,786 \text{ кг}$$

Количество неусвоенного кислорода:

$$\frac{525,786 \cdot 5}{100} = 26,28 \text{ кг}$$

Технический кислород также вносит азот:

$$\frac{525,786 \cdot 0,5}{100} = 2,628 \text{ кг}$$

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

$$m_{\{\text{CO}_2\}} = \frac{m_{\text{O}_2}}{0,5 \cdot \mu_{\text{O}_2}} \cdot \mu_{\text{CO}_2} = \frac{26,28}{0,5 \cdot 32} \cdot 44 = 72,27 \text{ кг}$$

					<i>22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		48

Для этого потребуется СО в количестве:

$$72,27 - 26,28 = 45,99 \text{ кг}$$

На основании полученных данных определяем количество и состав печного шлака в конце окислительного периода и составляем баланс металла окислительного периода таблицы 19, 20.

Таблица 19 - Количество и состав печного шлака в конце окислительного периода

Источник поступления, кг	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃
Плавильный шлак	1593,6	2561,6	918,3	1348,2	50,15
оксиды из металлической ванны	–	–	254,4	1609,9	1,5035
Перешло в шлак				-289,53	
Всего	1593,6	2561,6	1172,7	2668,6	51,662
%	17,845	28,683	13,13	22,881	0,578

Продолжение таблицы 19

Источник поступления, кг	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	Σ
Плавильный шлак	35,33	807,8	10,258	28,80	7354,2
оксиды из металлической ванны	–	–	–	–	1865,8
Перешло в шлак					-289,53
Всего	35,33	807,82	10,258	28,80	8930,6
%	0,395	9,045	0,114	0,322	100

Таблица 20 - Баланс металла окислительного периода

Элемент	Поступило с шихтой	Перешло в металл	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	876,475	0	0	236,997	639,48	0,547
O	6,003	6,881	0	0	12,884	0,011
Si	0	0	0	0	0	0
Mn	351,997	0	175,99	70,39	105,62	0,090
P	5,655	0	0	0	5,655	0,004
S	25,19	0	0	0	25,19	0,021
Cr	72,191	0	1,026	0,054	71,111	0,060

Продолжение таблицы 20

Ni	124,07	0	0	0	124,07	0,106
Ti	0	0	0	0	0	0
W	18,645	0	0	0	18,645	0,015
Mo	18,645	0	0	0	18,645	0,015
Cu	94,225	0	0	0	94,225	0,080
Al	0	0	0	0	0	0
V	6,155	0	0	0	6,155	0,005
Fe	117659	225,19	1252,16	536,635	115645	99,055
Всего	119253	232,071	1429,176	844,076	116748	100

Суммарный материальный баланс окислительного периода:

Израсходовано, кг:

- а) металла — 119253;
- б) шлака — 7354,282;
- в) технического кислорода — 525,786

в том числе:

- 1) кислорода — 523,153;
- 2) азота — 2,628;
- г) воздуха — 721,657;

а) кислорода — 164,201

б) азота - 549,716;

в) влаги - 7,74;

Всего: 128380,50

Получено, кг:

- а) металла — 116748;
- б) шлака — 8930,63;
- в) пыли — 1339,576 в том числе:

1) MnO — 112,895;

2) Cr₂O₃ — 0,079;

3) FeO — 1220,6;

г) газов CO — 725,00;

CO₂ — 91,19;

N₂ — 552,342;

Всего: 128380

Невязка:

$$\frac{128830,50 - 128380}{128380} = 0,002\%$$

2.1.5 Обработка стали в печи-ковше

Таблица 21 – Количество и состав металла в сталеразливочном ковше, кг после выпуска

Элемент	Металл окислительного периода	Осталось в ДСП	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	639,48	63,948	575,532	0,547
O	12,884	1,288	11,595	0,011
Si	0	0	0	0
Mn	105,62	10,562	95,058	0,090
P	5,655	0,565	5,089	0,004
S	25,19	2,519	22,671	0,021
Cr	71,111	7,111	63,999	0,060
Ni	124,07	12,407	111,663	0,106
Ti	0	0	0	0
W	18,645	1,864	16,780	0,015
Mo	18,645	1,864	16,780	0,015
Cu	94,225	9,422	84,802	0,080
Al	0	0	0	0
V	6,155	0,615	5,539	0,005
Fe	115645	11564,5	104080,5	99,055
Всего	116748	11674,8	105073,2	100

Таблица 22 - Количество и состав печного шлака в конце окислительного периода

Источник поступления, кг	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃
Плавильный шлак	1593,69	2561,64	1172,79	2668,62	51,66
осталось в дсп	1577,76	2536,02	1161,06	2641,93	51,14
Всего	15,936	25,616	11,727	26,686	0,516
%	17,845	28,683	13,132	29,881	0,578

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

22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР

Лист

51

Продолжение таблицы 22

Источник поступления, кг	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	Σ
Плавильный шлак	35,33	807,82	10,2	28,8	8930,6
осталось в дсп	34,97	799,74	10,1	28,5	8841,3
Всего	0,353	8,078	0,10	0,28	89,306
%	0,395	9,045	0,11	0,32	100

Составим баланс обработки в печи-ковше стали 65ГА. Дополнительное техническое условие: для гарантии выполнения требования заказчика по технологической пластичности и механическим свойствам необходимо иметь в стали не более 0,025 % серы, а также углерода 0,65 – 0,7 %.

Пользуясь справочными данными, находим химический состав стали 65ГА и делаем поправку на допустимое содержание серы (таблица 23).

Таблица 23 – Химический состав готовой стали, масс. %

Химический элемент	C*	Si	Mn	S*	P	Cr	Ni	Cu
Содержание	0,65-0,7	0,15-0,3	0,7-1	до 0,025	до 0,025	до 0,15	до 0,2	до 0,2

* С учетом требований заказчика

Состав жидкого полупродукта, полученного в ДСП, приведен в таблице 24.

Таблица 24 – Состав жидкой стали полупродукта, масс. %

C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
0,54	0	0,09	0,002	0,004	0,06	0,106	0,08

Состав используемых ферросплавов и раскислителей приведен в таблице 25.

Таблица 25 – Химический состав используемых материалов, масс. %

Материал	C	Si	Mn	P	S	Cr	Al	Ni	Ti	Fe
ФС65	-	68	0,4	0,05	0,02	0,4	2,5			28,63
ФМН78	2,0	1,8	82	0,05	0,02					18,83
А 7	-	0,15	-	-	-	0,01	99,7			0,14

Раскисление и легирование.

Определим количество ферросплавов, 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. Величину присадок определим по формуле

$$M_{\text{фспл}} = \frac{M_{\text{ж.ст}} ([C]_{\text{гот.ст}} - [C]_{\text{исх}}) \cdot 100}{[C]_{\text{фспл}} (100 - K_{\text{уг}})}, \quad (12)$$

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 ферромарганца:

$$M_{\text{Mn78}} = \frac{105073 \cdot (0,85 - 0,029)}{82} = 749,007 \text{ кг.}$$

при этом 20% кремния переходит в шлак, а 8,% и 100% прочих элементов усвоится металлом.

Выгорает кремния:

$$\frac{6 \cdot 20 \cdot 749,007}{100 \cdot 100} = 8,98 \text{ кг}$$

Это количество свяжет кислорода:

$$\frac{8,98 \cdot 32}{28} = 10,27 \text{ кг}$$

При этом образуется и перейдет в шлак:

$$\frac{8,98 \cdot 60}{28} = 19,26 \text{ кг}$$

									Лист
									53
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

Он дополнительно внесет в расплав, с учетом угара:

$$\text{Mn: } 749,007 \cdot 0,82 = 614,18 \text{ кг} \cdot$$

$$\text{Si: } 749,007 \cdot 0,0144 = 10,78$$

$$\text{Fe: } 749,007 \cdot 0,188 = 140,81$$

$$\text{C: } 749,007 \cdot 0,2 = 149,801$$

$$\text{P: } 749,007 \cdot 0,0005 = 0,374$$

$$\text{S: } 749,007 \cdot 0,0002 = 0,14$$

Расход ферросилиция при усвоении кремния 85 % составит

$$M_{\text{ФС65}} = \frac{105073 \cdot (0,225 - 0)}{68} = 347,668 \text{ кг.}$$

или

$$\frac{68 \cdot 347}{100} = 236,41$$

Выгорает кремния:

$$\frac{236 \cdot 20}{100} = 47,28 \text{ кг}$$

Выгорает алюминия:

$$\frac{347,668 \cdot 2}{100} = 6,95 \text{ кг}$$

Переходит в шлак SiO_2 :

$$\frac{47,28 \cdot 60}{28} = 101,32 \text{ кг}$$

Переходит в шлак Al_2O_3 :

$$\frac{6,95 \cdot 102}{54} = 13,13 \text{ кг}$$

$$\text{Si: } 347,668 \cdot 0,544 = 189,13 \text{ кг}$$

$$\text{Mn: } 347,668 \cdot 0,004 = 1,39 \text{ кг}$$

$$\text{Fe: } 347,668 \cdot 0,2863 = 99,537 \text{ кг}$$

					<i>22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		54

$$P: 347,668 \cdot 0,0005 = 0,17 \text{ кг}$$

$$S: 347,668 \cdot 0,0002 = 0,069 \text{ кг}$$

Окончательно раскисление стали. Для окончательно раскисления стали используем алюминий. Необходимо понизить количество кислорода до 0,005 % ($0,00005 \cdot 105073 = 5,25$) то есть связать:

$$11,596 - 5,25 = 6,346 \text{ кг}$$



Для этого потребуется алюминия:

$$\frac{6,346 \cdot 54}{48} = 7,1 \text{ кг}$$

Во время раскисления металла образуется и переходит в шлак Al_2O_3 :

$$\frac{7,1 \cdot 102}{54} = 13,48 \text{ кг}$$

Необходимо получить остаточное содержание алюминия в металле 0,02 % ($105073 \cdot 0,0002 = 21,0146 \text{ кг}$), общий расход алюминия для раскисления металла принимаем равным: $21,0146 + 7,1 = 28,11 \text{ кг}$

Чтобы внести такое количество алюминия необходимо использовать А7

$$\frac{28,11 \cdot 100}{99,7} = 28,19 \text{ кг}$$

А7 также внесет в металл, кг:

$$Si — 28,19 \cdot 0,0015 = 0,04 \text{ кг}$$

$$Cr — 28,19 \cdot 0,0001 = 0,002 \text{ кг}$$

$$Fe — 28,19 \cdot 0,0014 = 0,039 \text{ кг}$$

					<i>22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		55

Шлакообразование

а) Расчёт компонентов, вносимых известью в шлак, химсостав которого представлен в таблице 15:

Для проведения десульфурации необходима основность шлака $B = 1,6-1,8$

Принимая, $B = 1,8$, получим:

$$B = \frac{m_{(CaO),п.шл} + m_{(CaO),изв}}{m_{(SiO_2),п.шл} + m_{(SiO_2),изв}} = 1,8,$$

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.

Шлаковая смесь, загружаемая в ковш, состоит из извести и глинозема. Расход смеси составляет 1400 кг на плавку:

$$CaO: 1400 \cdot 0,97 = 1358 \text{ кг};$$

$$MgO: 1400 \cdot 0,02 = 28 \text{ кг};$$

$$SiO_2: 1400 \cdot 0,013 = 18,2 \text{ кг};$$

$$Al_2O_3: 1400 \cdot 0,008 = 11,2 \text{ кг};$$

$$Fe_2O_3: 1400 \cdot 0,002 = 2,8 \text{ кг};$$

В пересчёте на FeO:

$$\frac{2,8 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 2,52 \text{ кг}$$

Выделяется в атмосферу за счёт потерь при прокаливании:

$$0,077 \cdot 1400 = 107,8 \text{ кг CO}$$

б) Расчёт компонентов, вносимых плавиковым шпатом. Для получения жидкоподвижного шлака присаживается плавиковый шпат. Известь и плавиковый шпат находится в соотношении 4:1. Тогда количество присаживаемого плавикового шпата, химсостав которого представлен в таблице 15:

$$m_{п.ш.} = \frac{1400}{4} = 350 \text{ кг}$$

									Лист
									56
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

Плави́ковый шпат внесет в шлак:

$$\text{CaO} - \frac{0,5 \cdot 350}{100} = 1,75 \text{ кг}$$

$$\text{SiO}_2 - \frac{3,6 \cdot 350}{100} = 12,6 \text{ кг}$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 - \frac{0,2 \cdot 350}{100} = 0,7 \text{ кг}$$

$$\text{CaF}_2 - \frac{94 \cdot 350}{100} = 329 \text{ кг}$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 - \frac{1,5 \cdot 350}{100} = 5,25 \text{ кг}$$

В пересчёте на FeO:

$$\frac{5,25 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 4,77 \text{ кг}$$

Кроме того, выделится в атмосферу при прокаливании CO_2 :

$$\frac{0,2 \cdot 350}{100} = 0,7 \text{ кг}$$

в) Расчёт составляющих, поступивших в шлак из футеровки ковша.

Принимаем, что за время раскисления шлака количество поступившей в шлак разрушившейся магнезитохромитовой футеровки АКР составит 2 кг/т металла, то есть:

$$105073 \cdot 10^{-3} \cdot 2 = 210,14$$

Тогда разрушающаяся магнезитохромитовая футеровка внесёт в шлак, химсостав которой представлен в таблице 14:

$$\text{CaO} - \frac{2 \cdot 210,14}{100} = 4,2 \text{ кг}$$

$$\text{SiO}_2 - \frac{6,5 \cdot 210,14}{100} = 13,65 \text{ кг}$$

$$\text{MgO} - \frac{66 \cdot 210,14}{100} = 138,6 \text{ кг}$$

$$\text{Cr}_2\text{O}_3 - \frac{15 \cdot 210,14}{100} = 31,5 \text{ кг}$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 - \frac{4 \cdot 210,14}{100} = 8,4 \text{ кг}$$

					<i>22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		57

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 - \frac{11,5 \cdot 210,14}{100} = 24,15 \text{ кг}$$

В пересчёте на FeO:

$$\frac{24,15 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 21,73 \text{ кг}$$

г) Продукты раскисления внесут в шлак:

Al_2O_3 : 13,13 кг;

SiO_2 : 448,32 кг;

Переходом этих оксидов в шлак с допустимой точностью можно пренебречь.

По результатам проведенных расчетов можно определить количество состав образующего шлака. Результат оформим в таблица 21.

Таблица 21 – Количество и состав шлака в ковше-печи

Источник поступления	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	MgO	Итого
Известь	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	MgO	Итого
плавиковый шпат	1358	11,2	18,2	2,8	28	1418,2
Продукты раскисления	–	0,7	12,6	–	–	13,3
Футеровка	–	13,13	448,32	–	–	461,45
Итого, кг	–	–	13,65	–	138,6	152,25
Итого, %	1358	25,03	492,77	2,8	166,6	2045,2

Таблица 22 – Количество и состав металла во время десульфурации

Элемент	Содержится в металле	Легирование и раскисление	Содержится в металле, кг	Содержится в металле, %
C	575,53	149,801	725,333	0,682
O	11,596	-6,343	5,252	0,004
Si	0	199,959	199,959	0,188
Mn	95,058	615,576	710,634	0,668
P	5,089	0,548	5,637	0,005
S	22,671	0,219	22,890	0,021
Cr	64	1,393	65,393	0,061

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

22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР

Лист

58

Продолжение таблицы 22

Ni	111,66	0	111,663	0,105
Ti	0	0	0	0
W	16,781	0	16,780	0,015
Mo	16,781	0	16,780	0,015
Cu	84,803	0	84,802	0,079
Al	0	8,691	8,691	0,008
V	5,539	0	5,539	0,005
Fe	104081	240,390	104320,890	98,153
Всего	105073	1210,238	106283,438	100

Таблица 23 – Количество и состав шлака десульфурации

Источник поступления, кг	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃
Шлак после раскисления	15,936	25,616	11,727	26,686	0,516	0,353
Известь	18,2	1358	0	2,52	0	11,2
Плавленый шпат	12,6	1,75	0	4,725	0	0,7
продукты раскисления	101,32	0	0	0	0	13,13
футеровка	13,65	4,2	138,6	21,735	31,5	8,4
Всего	161,706	1389,57	150,327	55,666	32,016	33,783
%	6,948	59,711	6,459	2,392	1,375	1,451

Продолжение таблицы 23

Источник поступления, кг	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	CaF ₂	Σ
шлак после раскисления	8,078	0,102	0,288	0	89,306
Известь	28	0	0	0	1417,92
Плавленый шпат	0	0	0	329	348,775
продукты раскисления	0	0	0	0	114,45
футеровка	138,6	0	0	0	356,685
всего	174,678	0,102	0,288	329	2327,136
%	7,506	0,004	0,012	14,137	100

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

22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР

Лист

59

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 SiO_2 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:

$$[S] = [S]_0 / (1 + L_s \cdot a/100), \quad (13)$$

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

$$[S] = 0,021 / (1 + 250 \cdot 1,8/100) = 0,004 \%$$

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

Определяем количество удалившейся серы по пропорции:

$$\frac{106283,44 - x}{22,89 - x} = \frac{100}{0,004}$$

$$0,004 \cdot (106283,44 - x) = 100 \cdot (22,89 - x)$$

$$x = 18,63 \text{ кг}$$

Таблица 24 — Баланс металла после доводки и десульфурации

Элемент	Содержится в металле	Десульфурация	Содержится в металле, кг	Содержится в металле, %
C	725,333	0	725,333	0,682
O	5,252	0	5,252	0,004
Si	199,959	0	199,959	0,188
Mn	710,634	0	710,634	0,718
P	5,637	0	5,637	0,005
S	22,890	-18,639	4,250	0,004
Cr	65,393	0	65,393	0,061

Продолжение таблицы 24

Ni	111,663	0	111,663	0,105
Ti	0	0	0	0
W	16,780	0	16,780	0,015
Mo	16,780	0	16,780	0,015
Cu	84,802	0	84,802	0,079
Al	8,691	0	8,691	0,008
V	5,539	0	5,539	0,005
Fe	104320,890	0	104320,890	98,170
Всего	106283,438	-18,639	106264,798	100

Таблица 25 — Масса и состав конечного шлака, кг

Источник поступления, кг	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃
шлак после раскисления	161,706	1389,566	150,327	55,666	32,01663	33,783
Известь	0	0	0	0	0	0
Плавиновый шпат	161,706 6,893	1389,566 59,236	150,327 6,408	55,666 2,373	32,016 1,364	33,783 1,440
продукты раскисления	161,706	1389,566	150,327	55,666	32,016	33,783
футеровка	0	0	0	0	0	0
всего	161,706	1389,566	150,327	55,666	32,016	33,783
%	6,893	59,236	6,408	2,373	1,364	1,440

Продолжение таблицы 25

Источник поступления, кг	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	CaF ₂	Σ	MgO
шлак после раскисления	174,678	0,102	0,288	329	0,06	2327,136
Известь	0	0	0	0	18,639	18,639
Плавиновый шпат	174,678 7,446	0,102 0,004	0,288 0,012	329 14,025	18,699 0,797	2345,775 100
продукты раскисления	174,678	0,102	0,288	329	0,06	2327,136
футеровка	0	0	0	0	18,639	18,639
всего	174,678	0,102	0,288	329	18,699	2345,775
%	7,446	0,004	0,012	14,025	0,797	100

Суммарный материальный баланс восстановительного периода:

<p>Израсходовано, кг:</p> <p>а) металла — 11747,67;</p> <p>б) шлака — 8930,63;</p> <p>в) шлакообразующие — 1960,</p> <p>в том числе:</p> <p>1) известь — 1400;</p> <p>2) плавиковый шпат — 250;</p> <p>3) футеровка ковша — 210,0;</p> <p>д) легирующих и раскислителей — 1124,86 , в том числе:</p> <p>1) алюминий — 28,19;</p> <p>2) ФС65 — 347,66;</p> <p>3) ФМн78 — 749,001.</p> <p>е) кислорода на окисление кремния и алюминия — 64,309;</p> <p>Всего: 128827,486</p>	<p>Получено, кг:</p> <p>а) металла — 117939,566, в том числе:</p> <p>1) в ДСП — 11674,77;</p> <p>2) в ковше — 106264,8;</p> <p>б) шлака — 10526,69, в том числе:</p> <p>1) в ДСП — 8180,92;</p> <p>2) в ковше — 2345,77;</p> <p>в) газов — 108,5, в том числе:</p> <p>CO₂ (известь) — 107,8;</p> <p>CO₂ (плавиковый шпат) — 0,7.</p> <p>Всего: 128574,8.</p>
---	--

Суммарный материальный баланс плавки:

<p>Израсходовано, кг:</p> <p>1) отходов-125000; Б76- 61550; А4 -63450;</p> <p>2) алюминий — 28,19;</p> <p>3) ФС65 — 347,66;</p> <p>4) ФМн78 — 749,007;</p> <p>5) извести — 4030,0;</p> <p>6) плавикового шпата — 350,0;</p> <p>7) футеровки печи — 866,5;</p> <p>8) футеровка печи-ковша — 210,14;</p> <p>9) газы- 5200,68;</p> <p>Всего — 136782,2</p>	<p>Получено, кг:</p> <p>1) металла — 117940;</p> <p>2) шлака — 10526,69;</p> <p>а) в ДСП ---8180,92;</p> <p>б) в печи-ковша---2345,78</p> <p>3) пыли, уносимой с газами — 4069,43;</p> <p>4) газы (CO, CO₂) — 4243,23;</p> <p>Всего — 136779,0;</p>
---	--

Невязка: 136782,2- 136779,0= 3,27 кг

или:

$$\frac{136782,2 - 136779,0}{136779,0} \cdot 100\% = 0,002 \%$$

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист 62
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

2.3 Тепловой баланс плавки

Дуговая сталеплавильная печь является агрегатом периодического действия, в котором потребление энергии в процессе работы сильно колеблется. В процессе нагрева и плавления существенно меняются теплофизические характеристики материалов внутри печи, поэтому составление полного энергетического баланса работы агрегата затруднено [11,12].

Статьи прихода тепла.

➤ Тепло, вносимое электрической энергией, тогда с учетом электрического КПД $\eta = 0,9$:

$$Q_1 = 58 \cdot 3,6 \cdot 0,9 = 187,92 \text{ МДж.}$$

➤ Тепло, вносимое газокислородными горелками, Q_2 .
Вносимое горелками тепло определяется по формуле:

$$Q_{\text{гор}} = N_{\text{гор}} \cdot \tau \cdot P_{\text{гор}} \cdot 3,6,$$

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.

$$Q_{\text{гор(2)}} = 4 \cdot 0,17 \cdot 3,3 \cdot 10^3 \cdot 3,6 = 8,078 \text{ ГДж.}$$

➤ Тепло, вносимое в печь шихтовыми материалами, Q_3 .
Расчет энтальпии ведется по формуле:

$$\Delta H_k = ((M_A \cdot C_A) + (M_B \cdot C_B)) \cdot \Delta t_k$$

где ΔH_k – изменение энтальпии соответствующего компонента;

M_k – масса компонента;

c_k – теплоемкость компонента;

Δt_k – изменение температуры компонента.

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

$$H_{\text{л}} = ((63,450 \cdot 10^3 \cdot 0,490 \cdot 10^{-3}) + (61,550 \cdot 10^3 \cdot 0,586 \cdot 10^{-3})) \cdot 400 = 26,86 \text{ ГДж.}$$

Итого энтальпия шихты составит: $Q_3 = \Delta H = 26,86 \text{ ГДж.}$

									Лист
									63
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

➤ Тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций, Q_4 .

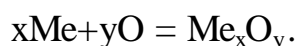
В процессе ведения плавки происходит окисление имеющихся в шихте компонентов (в первую очередь Si, Mn, C и Fe). Точно учесть количество тепла, выделившееся при их протекании, на практике сложно из-за неоднородности химического состава шихты. Кроме того, при введении в печь избытка кислорода происходит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

$$Q_4 = M_{Si}q_{Si} + M_{Mn}q_{Mn} + M_Cq_C + M_{Fe}q_{Fe} + M_{Cr}q_{Cr},$$

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:



С учетом материального баланса запишем, что окислится:

$$\text{Si до SiO}_2: 814,371 \cdot 28,4 = 23128,1 \text{ МДж};$$

$$\text{Mn до MnO: } (258,685 + 63,615) \cdot 6,99 = 2252,877 \text{ МДж};$$

$$\text{Cr до Cr}_2\text{O}_3: (27,54 + 1,58) \cdot 11 = 320,353 \text{ МДж};$$

$$\text{Fe до FeO: } (2429,4 + 485,88) \cdot 4,76 = 13863,17 \text{ МДж};$$

$$\text{Fe до Fe}_2\text{O}_3: (2429,4 + 1252,16) \cdot 7,36 = 27096,3 \text{ МДж};$$

$$\text{C до CO: } (511,243 + 236,997) \cdot 11,3 = 8455,11 \text{ МДж}.$$

Итого:

$$Q_4 = 297,974 \text{ ГДж}.$$

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

									Лист
									64
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

Итого за плавку приход тепла в печь:

$$Q_{\text{п}} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4, \text{ Дж},$$

$$Q_{\text{п}} = 187,92 + 8,078 + 26,863 + 75,112 = 297,975 \text{ ГДж}.$$

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:

$$H_M = M_M \cdot [c_1 \cdot (t_{\text{пл}} - t_0) + q_M + c_2 \cdot (t_{\text{вып}} + t_{\text{пл}})],$$

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_0 – 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 °С, то берется средняя теплоемкость материала в диапазоне от 400 °С до температуры плавления.

Для стали рядовых марок можно принять:

$$q_M = 284 \text{ кДж/кг},$$

$$q_{\text{шл}} = 58 \text{ кДж/кг},$$

$$c_{\text{жидк.ст}} = 0,79 \text{ кДж/град},$$

$$c_{\text{шл}} = 1,05 \text{ кДж/кг}.$$

Температура плавления углеродистой стали 1350 °С, образующего шлака – 1550 °С.

									Лист
									65
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

Средняя теплоемкость для стали 65ГА:

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

тогда

$$H_{\text{Лег.отх.}} = 125000 \cdot [0,603 \cdot (1350 - 400) + 284 + 0,79 \cdot (1630 - 1350)] = 134,756 \text{ ГДж.}$$

Для сталеплавильного шлака можно принять сумму энтальпий нагрева и плавления:

$$q = 1890 \text{ кДж/кг}$$

и записать уравнение:

$$H_{\text{шл}} = 10526,69 \cdot [1890 + 1,05 \cdot (1630 - 1550)] = 20,779 \text{ ГДж.}$$

Итого:

$$Q_5 = 134,756 + 20,779 = 155,535 \text{ ГДж.}$$

➤ 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 202,51 кг (в период плавления) CO_2 . При нормальных условиях это количество газа займет:

$$22,4 \cdot 10^{-3} \cdot 202,51/44 = 64,68 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3$$

На это потребуется:

$$64,68 \cdot 10^{-3} \cdot 7,21 = 0,743 \text{ МДж}$$

Итого:

$$Q_6 = 0,743 \text{ МДж.}$$

➤ 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 ПАО «Ашинском метзаводе» 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.

									Лист
									66
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

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

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

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

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.

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

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

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

t_k – температура на внешней поверхности кожуха, К;

t_b – температура окружающего воздуха, К.

На действующей печи известны степень черноты кирпичной кладки и кожуха, значения температуры t_k геометрия печи. Для ДСП температура внутренней поверхности кладки $t_{вн}$ для подины принимается равной температуре жидкого металла в ванне. Средняя температура воздуха принимается равной 20 °С. При этом значение α зависит от другой неизвестной – температуры кожуха t_k . Значение же t_k в свою очередь зависит от температуры подины печи, толщины и теплопроводности материала кладки. На теплопроводность материала влияет средняя температура футеровки.

Поэтому Q_7 рассчитывают методом последовательных приближений. Для этого в первую очередь задаются температурой кожуха t_k . Так как есть дополнительный слой теплоизоляции t_k равно 100 °С.

Затем определяем среднюю температуру футеровки:

$$t_{ср} = (t_{вн} - t_k) / 2.$$

									Лист
									67
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

По справочной литературе для данной t_{cp} 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 $q_{окр}$.

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

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

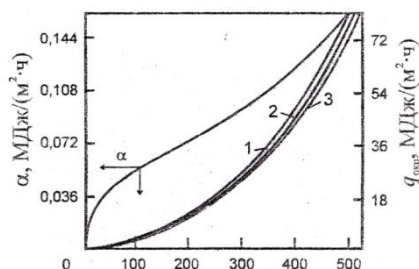


Рисунок 5 – Зависимость коэффициента суммарной теплоотдачи α и удельного теплового потока, теряемого поверхностью печи в окружающую среду при $t_в$: $10\text{ }^\circ\text{C}$ – 1; $20\text{ }^\circ\text{C}$ – 2; $30\text{ }^\circ\text{C}$ – 3;

Согласно справочным данным коэффициент теплопроводности магнезиальной футеровки при $700\text{ }^\circ\text{C}$:

$$\lambda = 6,28 - 0,0027 \cdot 700 = 4,39\text{ Вт}/(\text{м} \cdot \text{ }^\circ\text{C}).$$

По рисунку 5 находим:

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

Тогда

$$Q_{кож} = 0,059 \cdot (100 - 20) \cdot 6,85 \cdot 0,75 = 24,25\text{ МДж}.$$

Проверяем:

$$q = 24,25/6,85 = 3,54\text{ МДж}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч}).$$

Согласно рисунку 4:

$$q_{окр} \sim 3,85\text{ МДж}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч}).$$

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

Разница не превышает 10 %, расчет считается законченным и окончательно принимаем:

$$Q_{\text{кож}} = 24,25 \text{ МДж.}$$

С учетом того, что расчет выполняется на 125 т:

$$Q_7 = 25,26 \text{ ГДж}$$

➤ 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°C , на выходе температура воды 40°C , чтобы избежать образование накипи на внутренних поверхностях панелей.

$$Q_8 = c_v \cdot V_v \cdot (t_{\text{вых}} - t_{\text{вх}}) \cdot \tau,$$

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

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

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

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

τ – время, ч.

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

Потери тепла на охлаждение стен составят:

$$Q_{\text{ст}} = 4,2 \cdot 580 \cdot (40 - 20) \cdot 0,75 = 36,540 \text{ ГДж}$$

на плавку (120 т) или в пересчете на 125 т:

$$Q_{\text{ст}} = 38,976 \text{ ГДж}$$

Потери тепла на охлаждение свода составят:

$$Q_{\text{св}} = 4,2 \cdot 350 \cdot (40 - 20) \cdot 0,75 = 25,200 \text{ ГДж}$$

на плавку (120 т) или в пересчете на 125 т:

$$Q_{\text{св}} = 26,88 \text{ ГДж.}$$

									Лист
									69
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

Итого:

$$Q_8 = 38,976 + 26,88 = 65,856 \text{ ГДж.}$$

➤ 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 металлошхту. 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 газодоводов имеются специальные датчики, фиксирующие температуру, состав и расход газа. Измеряя скоростной напор Δp , рассчитывают скорость и расход уходящих газов по формуле:

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot g \cdot \Delta p}{\rho_r}};$$

$$V_1 = 3600 \cdot \omega \cdot F;$$

$$V_0 = 273 \cdot \frac{V_1}{T_{yx}},$$

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_0 – количество газов, уходящих из печи (приведенные к температуре $0 \text{ }^\circ\text{C}$), $\text{м}^3/\text{ч}$;

T_{yx} – температура уходящих газов, К.

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

$$Q_{10} = V_0 \cdot c_{\text{сух}} \cdot T_{\text{сух}} \cdot \tau,$$

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

									Лист
									70
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

В среднем на печи перепад давления между печью и атмосферой составляет 2 Па, плотность отходящих газов – 1,5 кг/м³, площадь сечения патрубка газоотсоса из печи – 6 м², температура отходящих газов в среднем за плавку – 1200 °С. Тогда

$$\omega = 5,1 \text{ м/с};$$

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

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

Тогда количество тепла, уносимое газами из печи за плавку:

$$Q_{10} = 37592,1 \cdot 1430 \cdot 1200 \cdot 0,75 = 48,381 \text{ ГДж}$$

или в пересчете на 125 т:

$$Q_{10} = 51,606 \text{ ГДж.}$$

Итого за плавку расход тепла:

$$Q_p = 51,606 + 65,856 + 25,26 + 0,74 + 155,535 = 299,002 \text{ ГДж.}$$

Полученный тепловой баланс плавки стали 65ГА в ДСП-120 приведен в таблице 26. Невязка 0,095 %.

Таблица 26 – Тепловой баланс плавки стали в ДСП-120

Поступило тепла, МДж		Расход тепла, МДж	
Электроэнергия	187,92(63,065 %)	Энтальпия продуктов	155,536 (52,1 %)
Тепло горелок	8,07(2,71 %)	Тепло эндотермических реакций	25,26 (8,46%)
Энтальпия шихты	26,86(9,01 %)	Потери с охлаждающей водой	65,85(22,08 %)
Тепло экзотермических реакций	75,113 (25,20%)	Потери с отходящими газами	51,60(17,30 %)
Итого	297,974	Итого	298,259

$$\text{Невязка: } 298,259 - 297,974 = 0,284 \text{ ГДж, } \Delta = \frac{0,284 \cdot 100}{298,259} = 0,095 \text{ \%}.$$

3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства

Для определения качества металла необходимо знать состояние поверхности и структуры металла, пороки, которые могут возникнуть при производстве стали.

Дефекты - нарушения сплошности металла и отклонения от нормальной заданной макро и микроструктуры, существенно снижающие технологическую пластичность металла в условиях его обработки и эксплуатационную стойкость. Наличие пороков (дефектов), их вид и количество определяются не только совершенством технологий производства, но и степенью их соблюдения на заводах-изготовителях.

Для установления причин дефектов, необходимо установить их природу возникновения[13,15].

3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения

Дефекты сталеплавильного производства классифицируются по многим признакам. Приведем основные примеры дефектов.

1 Поверхностный дефект «плена» подразделяется на 5 видов:

- ✓ Плена по неметаллическим включениям.
- ✓ Плена по дефектам сляба.
- ✓ Прикромочная плена по дефектам сляба.
- ✓ Плена по недочищенным дефектам сляба.
- ✓ Плена по следам огневой зачистки.
- ✓ Прикромочная плена по корковому пузырю сляба.

2 Пузырь-вздутие.

3 Раскатанное загрязнение.

4 Рванина на кромках.

5 Раскатанная чешуйчатость.

6 Раскатанные газовые пузыри.

3.3 Коробление

Коробление – это искажение формы изделия вследствие действия внутренних напряжений, вызванных неравномерным нагревом или охлаждением, деформацией или фазовыми превращениями металла[26].

Для слитков квадратного сечения характерна ромбичность – искажения профиля слитка в кристаллизаторе, когда квадратное сечение деформируется в ромбическое. Причины: перекося слитка в кристаллизаторе под воздействием несоосно расположенных с ним опорных роликов, неравномерное охлаждение различных граней слитка в кристаллизаторе.

Раздутие слитка (выпуклость его поперечного сечения) возникает под воздействием ферростатического давления столба жидкой стали в слитке; возникновению дефекта способствуют повышенные скорости разливки и

									Лист
									72
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

температура металла, что уменьшает толщину затвердевшей корки; недостаточная интенсивность вторичного охлаждения; отклонения в настройке опорных роликов; увеличенное расстояние между опорными роликами.

Для предупреждения этого вида дефекта необходимо соблюдать:

- температурный режим и режим вторичного охлаждения.
- контроль состояния кристаллизатора и поддерживающей системы.
- снижение скорости при разливке перегретого металла

									Лист
									73
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ДАННОЙ ПРОДУКЦИИ

Зарубежные аналоги стали марки 65ГА представлены в таблице 27[10].

Таблица 27 - Зарубежные аналоги стали марки 65ГА

США	Германия	Франция	Англия	Италия	Швеция
-	DIN, WNr	AFNOR	BS	UNI	SS
1070	1.1231	XC68	060A67	C70	1770
1566	Ск67				
G15660					

Шахтная дуговая печь с удерживающими пальцами устраняет недостаток первых конструкций шахтных дуговых печей фирмы Fuchs Systemtechnik – загрузку первой порции шихты в ванну в холодном состоянии [6,11]. Шахты этих печей в нижней части оборудована водоохлаждаемыми пальцами, удерживающими лом уже в период рафинирования предыдущей плавки. После выпуска стали пальцы отводятся вниз и горячий лом падает в жидкую массу металла и шлака, оставшихся от предыдущей плавки. Затем с шахты сразу же загружается вторая корзина. При плавке стали в этой печи в шихту могут входить металлизированные окатыши, твердый или жидкий чугун, или только металлический лом (рисунок 6).

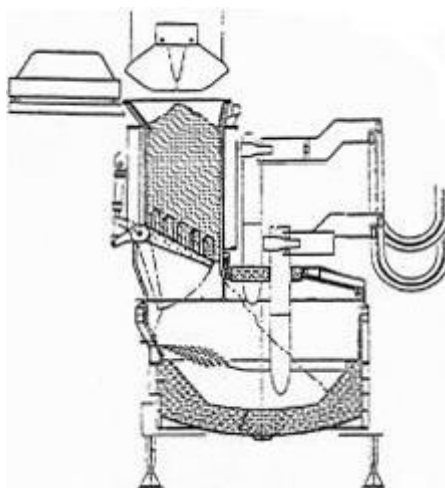


Рисунок 6 - Шахтная дуговая печь с удерживающими пальцами

Показатели работы печей с удерживающими пальцами очень высокие, поэтому они так быстро нашли применение во всем мире:

в 1996 году – введены в эксплуатацию две печи;

в 1998 году – шесть печей;

в 1999 году – три печи. Двухкамерная шахтная дуговая печь с удерживающими пальцами.

Дальнейшее развитие шахтной конструкции привело к созданию двухкамерной шахтной дуговой печи с удерживающими пальцами (рисунке 6) типа MSR (Multi-stage Scrap Preheater – многокамерный подогрев лома) конструкции Mannesmann Demag Metallurgy (Дуйсбург, Германия).

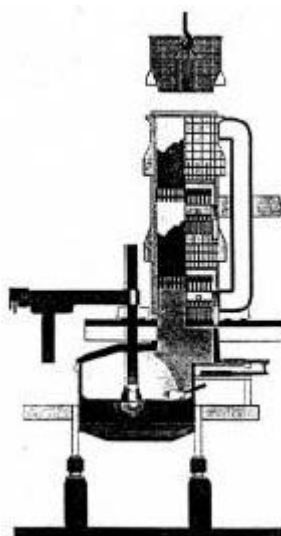


Рисунок 7 - Двухкамерная шахтная дуговая печь с удерживающими пальцами

Лом в шахте этой печи подогревается в двух камерах, разделенных удерживающими пальцами, что гарантирует более полное использование теплоты дожигания технологических газов. При работе на шихте, состоящей только из лома, расход электроэнергии в такой печи составляет менее 290 кВт-ч/т. Печь рассчитана на использование в шихте жидкого чугуна, что позволит дополнительно уменьшить расход электроэнергии.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР

Лист

75

5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

Под торкретированием в металлургической промышленности понимается процесс горячего или холодного ремонта изношенной кирпичной кладки сталеплавильного агрегата, при котором увлажненная огнеупорная смесь послойно наносится на поверхность под давлением сжатого воздуха при помощи пневмоустановки [28,29]. Установки для торкретирования электросталеплавильной печи предназначены для проведения общих и направленных (локальных) горячих ремонтов стен, шлакового пояса, зон горелок и эркера. На сегодняшний день широкое распространение получило ручное торкретирование из-за относительной дешевизны оборудования и богатого опыта российских металлургов в горячем ремонте труднодоступных мест футеровки огнеупорной кладки эксплуатируемых сталеплавильных агрегатов. Манипулирование процессом горячего ремонта осуществляется с помощью мускульной силы технологического персонала (1–2 человека) при ручном управлении распределительной насадкой в периоды между плавками. Такое оборудование состоит из следующих основных частей: загрузочного бункера, нагнетающей пневмокамеры, «рукава» (стандартная длина 20 м) транспортировки торкрет-массы, распылительной насадки для впрыскивания огнеупорной смеси в сталеплавильный агрегат.

Сухая масса попадает в нагнетающую пневматическую камеру, объем которой варьируется от 0,25 до 2,8 м³ в зависимости от желаемого расхода смеси, и под давлением воздуха выталкивается в транспортный «рукав». Для нагнетания воздуха в шлангах подачи сухой смеси используются стационарные компрессорные установки, дающие давление воздуха в сети 4–6 бар. Увлажнение транспортируемой смеси происходит внутри распылительной насадки, в которую поступает вода под давлением от распределительных колонок на объекте. Управление насадкой осуществляет технолог-сталеплавильщик, который визуально контролирует расход, адгезию, отскок торкрет-смеси от поверхности футеровки, изменяя расстояние от сопла распределительной насадки до места торкретирования. Обычно к торкрет-массе предъявляют следующие основные требования: содержание MgO от 50 до 95 %, максимальный размер зерна – до 3–4 мм, плотность массы при 1000 °С более 2,4 г/см³, содержании воды в готовой огнеупорной смеси 8,5–10 %. Механизация и автоматизация вспомогательных процессов осуществляется за счет использования манипуляторов и роботов.

Манипулятор – это заменитель руки человека.

Робот – это манипулятор, оснащенный системой автоматического управления, органами передвижения и элементами, заменяющими кисть человека [2].

Автоматизацией ручного процесса торкретирования является применение торкрет-манипуляторов для горячего ремонта футеровки сталеплавильных агрегатов, которые позволяют заменить тяжелый ручной труд металлургов по манипулированию распределительной насадкой, на управление роботизированной водоохлаждаемой стрелой с помощью джойстиков беспроводного дистанционного пульта.

									Лист
									76
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

Такое оборудование состоит из:

- шкафа управления,
- пульта дистанционного управления,
- стационарной нагнетающей пневмоустановки, которая автоматически подает огнеупорную смесь в торкрет-манипулятор под давлением,
- робота-манипулятора с раскладывающейся стрелой, на конце которой расположен распределительный наконечник для распыления материала (рисунок 8).

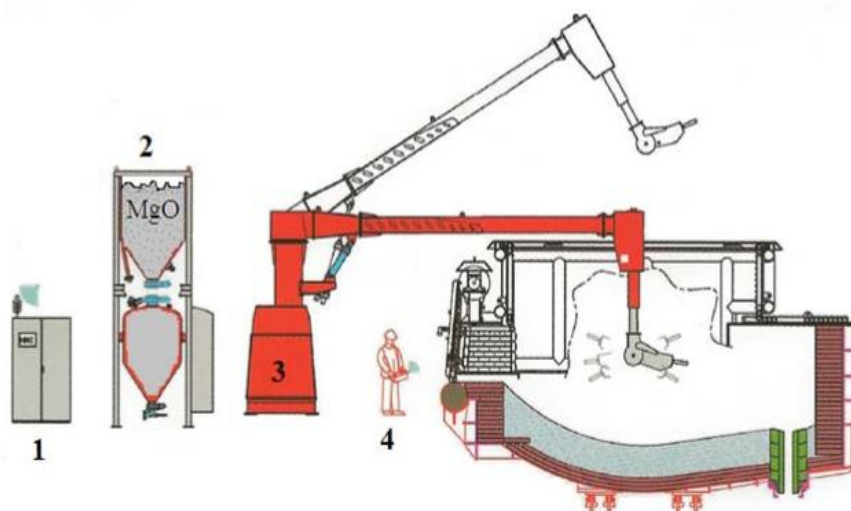


Рисунок 8 - Стационарный торкрет-манипулятор с заходом стрелы сверху (1 – шкаф управления, 2 – пневмоустановка, 3 – робот-манипулятор, 4 – дистанционный пульт управления)

Техническое исполнение манипулятора зависит от свободного размера печного участка:

– стационарный (манипулятор жестко крепится вблизи сталеплавильного агрегата с возможностью беспрепятственного разворачивания стрелы для горячего ремонта; обычно в электросталеплавильном цехе местом расположения оборудования является одна из свободных сторон от шлаковывпускного окна ДСП);

– передвижной: на рельсах, гусеницах, автошасси, электрических и дизельных приводах (для экономии места на рабочей площадке в отличие от стационарных манипуляторов, применяют выдвигаемые роботы на рельсовом, гусеничном или колесном ходу: оборудование выезжает к фиксированной точке рабочей площадки напротив сталеплавильного агрегата, расправляет телескопическую водоохлаждаемую стрелу, заводя распределительный наконечник в печное пространство, и осуществляет горячий ремонт.

Данными операциями управляют с помощью дистанционного пульта, исключая нахождение оператора-сталеплавильщика в опасной зоне теплового излучения.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР

Лист

77

Таким образом, автоматизация процесса торкретирования футеровки электросталеплавильной печи с помощью роботизированного торкрет-манипулятора обеспечивает надежность работы и высокую стойкость кирпичной кладки ДСП, снижение общего времени на ее горячие ремонты, уменьшение удельного расхода масс на тонну стали и безопасную работу технологов-сталеваров

					<i>22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		78

6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКИ БЕЗОПАСНОСТИ

6.1 Общие требования охраны труда

К работе в ЭСПЦ-2 допускаются лица, достигшие 18 летнего возраста, прошедшие медицинское освидетельствование, инструктаж по охране труда, усвоившие безопасные приемы работы и требования технологических инструкций, обученные по профессии.

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

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

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

В ЭСПЦ-2 раз в год проводятся инструктажи по технике безопасности, развешиваются планы эвакуации [16,17].

6.2 Анализ опасных производственных факторов

Опасный производственный фактор среды – это фактор, который при однократном кратковременном воздействии приводит к травме или гибели человека[19,20]. К таким факторам относятся:

- электрический ток;
- электрические сети и электрические установки;
- движущиеся объекты (машины, механизмы);
- падающие с высоты предметы;
- опасные зоны (работа на высоте; зоны вблизи систем, работающих под высоким давлением;
- зоны около строительных, монтажных или погрузочно - разгрузочных работ и др. опасные зоны).

При производстве всех технологических операций по выплавки стали все эти факторы присутствуют.

6.3 Анализ вредных производственных факторов

Вредный производственный фактор– фактор который при воздействии на организм человека вызывает временное или стойкое ухудшение самочувствия, приводит к заболеванию и нарушает здоровья потомства[25].

									Лист
									79
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

Все вредные производственные факторы можно классифицировать:

- физический вредный производственный фактор;
- химический вредный производственный фактор;
- биологический вредный производственный фактор;
- психофизиологический вредный производственный фактор, к которым можно отнести тяжелые и напряженные условия труда[18].

При выплавке стали невозможно избежать воздействия многих перечисленных факторов. Среди них особое место занимают:

- температура, высокая влажность и излучение;
- электромагнитные поля;
- лазерное и ультразвуковое излучение;
- вибрация;
- сильный шум;
- освещение, которое может быть как слишком интенсивным, так и недостаточным, что одинаково вредно для зрения;
- воздействие пыли и аэрозолей;
- заряженный воздух;
- работающие части оборудования.

6.4 Чрезвычайные ситуации на металлургическом предприятии. Их ликвидация и предупреждение

Чрезвычайная ситуация (ЧС) — состояние, при котором в результате возникновения источника чрезвычайной ситуации на объекте, определенной территории или акватории нарушаются нормальные условия жизни и деятельности людей, возникает угроза их жизни и здоровью, наносится ущерб имуществу населения, народному хозяйству и окружающей природной среде.

Под источником чрезвычайной ситуации понимают опасное природное явление, аварию или опасное техногенное происшествие, широко распространенную инфекционную болезнь людей, сельскохозяйственных животных и растений, а также применение современных средств поражения, в результате чего произошла или может возникнуть чрезвычайная ситуация (ГОСТ Р 22.0.02—94).

Чрезвычайные ситуации могут быть классифицированы по значительному числу признаков.

Чрезвычайные ситуации подразделяются на локальные, местные, территориальные, региональные, федеральные и трансграничные.

- К локальной относится чрезвычайная ситуация, в результате которой пострадало не более 10 человек, либо нарушены условия жизнедеятельности не более 100 человек, либо материальный ущерб составляет не более 1 тыс. минимальных размеров оплаты труда на день возникновения чрезвычайной ситуации и зона чрезвычайной ситуации не выходит за пределы территории объекта производственного или социального назначения.

									Лист
									80
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

➤ К местной относится чрезвычайная ситуация, в результате которой пострадало свыше 10, но не более 50 человек, либо нарушены условия жизнедеятельности свыше 100, но не более 300 человек, либо материальный ущерб составляет свыше 1 тыс., но не более 5 тыс. минимальных размеров оплаты труда на день возникновения чрезвычайной ситуации и зона чрезвычайной ситуации не выходит за пределы населенного пункта, города, района.

➤ К территориальной относится ЧС, в результате которой пострадало от 50 до 500 человек, либо нарушены условия жизнедеятельности от 300 до 500 человек, либо материальный ущерб составил от 5 тыс. до 0,5 млн. минимальных размеров оплаты труда и зона чрезвычайной ситуации не выходит за пределы субъекта Российской Федерации.

➤ К региональной и федеральной соответственно относятся ЧС, в результате которой пострадало от 50 до 500 и свыше 500 человек, либо нарушены условия жизнедеятельности от 500 до 1000 и свыше 1000 человек, либо материальный ущерб составляет от 0,5 до 5 млн. и свыше 5 млн. минимальных размеров оплаты труда и зона чрезвычайной ситуации охватывает территорию двух субъектов РФ или выходит за их пределы.

➤ К трансграничной относится чрезвычайная ситуация, поражающие факторы которой выходят за пределы РФ или ЧС, которая произошла за рубежом и затрагивает территорию РФ.

Чрезвычайные ситуации, в том числе аварии на промышленных объектах, в своем развитии проходят пять условных типовых фаз:

✓ первая — накопление отклонений от нормального состояния или процесса;
✓ вторая — инициирование чрезвычайного события (аварии, катастрофы или стихийного бедствия), причем под чрезвычайным событием можно понимать событие техногенного, антропогенного или природного происхождения. Для случая аварии на производстве в этот период предприятие или его часть переходят в нестабильное состояние, когда появляется фактор неустойчивости: этот период можно назвать «аварийной ситуацией» — авария еще не произошла, но ее предпосылки налицо. В этот период, в ряде случаев еще может существовать реальная возможность либо ее предотвратить, либо существенно уменьшить ее масштабы;

✓ третья — процесс чрезвычайного события, во время которого происходит непосредственное воздействие на людей, объекты и природную среду первичных поражающих факторов; при аварии на производстве в этот период происходит высвобождение энергии, вещества, которое может носить разрушительный характер; при этом масштабы последствий и характер протекания аварии в значительной степени определяются не начальным событием, а структурой предприятия и используемой на нем технологией; эта особенность затрудняет прогнозирование развития наступившего бедствия;

✓ четвертая — выход аварии за пределы территории предприятия и действие остаточных факторов поражения;

✓ пятая — ликвидация последствий аварии и природных катастроф; устранение результатов действия опасных факторов, порожденных аварией или

									Лист
									81
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

стихийным бедствием; проведение спасательных работ в очаге аварии или в районе стихийного бедствия и в примыкающих к объекту пострадавших зонах.

В настоящее время существуют два основных направления минимизации вероятности возникновения и последствий ЧС на промышленных объектах [24,25].

Первое направление заключается в разработке технических и организационных мероприятий, уменьшающих вероятность реализации опасного поражающего потенциала современных технических систем. В рамках этого направления технические системы снабжают защитными устройствами — средствами взрыво - и пожарозащиты технологического оборудования, электро- и молниезащиты, локализации и тушения пожаров и т. д.

Второе направление заключается в подготовке объекта, обслуживающего персонала, служб гражданской обороны и населения к действиям в условиях ЧС. Основой второго направления является формирование планов действий в ЧС, для создания которых нужны детальные разработки сценариев возможных аварий и катастроф на конкретных объектах. Для этого необходимо располагать экспериментальными и статистическими данными о физических и химических явлениях, составляющих возможную аварию; прогнозировать размеры и степень поражения объекта при воздействии на него поражающих факторов различных видов.

С целью осуществления контроля за соблюдением мер безопасности, оценки достаточности и эффективности мероприятий по предупреждению и ликвидации чрезвычайных ситуаций на промышленных объектах Правительство Российской Федерации постановлением от 1 июля 1995 г. № 675 «О декларации безопасности промышленного объекта Российской Федерации» ввело для предприятий, учреждений, организаций и других юридических лиц всех форм собственности, имеющих в своем составе производства повышенной опасности обязательную разработку декларации промышленной безопасности.

Приказом МЧС России и Госгортехнадзора России от 4 апреля 1996 г. № 222/59 введен в действие «Порядок разработки декларации безопасности промышленного объекта Российской Федерации».

Декларация разрабатывается как для действующих, так и для проектируемых предприятий.

Как итоговый документ декларация безопасности включает следующие разделы:

- общая информация об объекте;
- анализ опасности промышленного объекта;
- обеспечение готовности промышленного объекта к локализации и ликвидации чрезвычайных ситуаций; информирование общественности;
- и приложения, включающие ситуационный план объекта и информационный лист

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

						Лист
					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	82
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

В выпускной квалификационной работе представлен химический состав и рассмотрены особенности стали 65ГА. Проведён анализ технологии выплавки стали на примере предприятия ПАО «Ашинский метзавод». Изучена технология выплавки данной марки стали по схеме ДСП «Consteel» → сталеразливочный ковш → печь-ковш → МНЛЗ.

Рассчитан материальный и тепловой балансы выплавки. Приведены зарубежные аналоги производства стали 65ГА по всему миру, а также дефекты данной марки стали в готовой продукции.

В главе 6 предложено внедрение процессора рекристаллизации на ПАО «Ашинском метзаводе».

Рассмотрено понятие ЧС и меры по предупреждению.

									Лист
									83
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бигеев, А.М. Бигеев В.А. *Металлургия стали: Учебник для вузов.* – Магнитогорск: МГТУ, 2000. – 644 с.
2. Дюдкин, Д.А. *Производство стали на агрегате ковш – печь / С.Ю.Бать, С.Е.Гринберг, С.Н. Маринцев – Донецк: ООО «Юго – Восток, Лтд», 2003. - 300с.*
3. Зиньковский, М.М. *Безопасность производственных процессов в черной металлургии – М.: Металлургия, 2002. – 480с.*
4. Корнилаев, С. М. *Шоткретирование и торкретирование футеровки сталеплавильных агрегатов / С. М. Корнилаев // Science and Education. – 2014. – Vol. 19. – С. 7–10.*
5. Морозов, А.Н. *Современное производство стали в дуговых печах.* – М. : Металлургия, 2003. – 184 с.
6. Поволоцкий, Д.Я. *Основы технологии производства стали: Учебное пособие для вузов / 2-е изд., испр. и дополн. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2004. – 202 с.*
7. Попель, С.И. Сотников А.И., Бороненков В.Н. *Теория металлургических процессов: Учебное пособие для вузов.* – М.: Металлургия, 1986. – 462 с.
8. Рябов, А.В. *Расчёт процесса электроплавки: Учебное пособие /А.В. Рябов, И.В. Чуманов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. – 175с.*
9. Рябов, А.В. *Современные способы выплавки стали в дуговых печах: Учебное пособие / И.В. Чуманов, М.В. Шишимиров. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2007. – 188с.*
10. Свинолобов, Н.П. *Печи черной металлургии: Учебное пособие/ Н.П. Свинолобов В.Л., Бровкин для вузов. – Днепропетровск: Пороги, 2004. – 154 с.*
11. Сорокин, В.Г. *Марочник сталей и сплавов / А.В. Волоснякова, С.А. Вяткин и др.; Под общ. ред. В.Г. Сорокина. – М.: Машиностроение, 2005. – 640с.*
12. Явойский В.И., Явойский А.В. *Научные основы современных процессов производства стали.* – М.: Металлургия, 2003. – 184 с.
13. *Безопасность жизнедеятельности. Безопасность технологических процессов и производств (Охрана труда): Учеб. пособие для вузов/П.П. Кукин, В.Л. Лапин и др.— М.: Высш. шк., 2004. — 318.: ил.*
14. *Безопасность жизнедеятельности: Учебник / под ред. Проф. Э.А. Арустамова. — 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Издательский Дом "Дашков и К^О", 2000. — 678 с.*
15. *Безопасность и охрана труда: Учеб. Пособие для Вузов/Под ред. О.Н.Русака. СПб: Изд-во МАНЭБ, 2001.-279 с.*
16. *Дуговые сталеплавильные печи: Атлас / под ред. И.Ю. Зинурова. – М. : Металлургия, 2003. – 180 с.*
17. ГОСТ Р 22.0.01-94 «Безопасность в ЧС. Основные положения».
18. ГОСТ Р 22.0.03-95 «БЧС. Природные чрезвычайные ситуации. Термины и определения».

					<i>3.02.2018.741.00 ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		4

19. Правила представления декларации промышленной безопасности опасных производственных объектов, утв. Постановлением Правительства РФ от 11.05.99 г. № 526.

20. Применение роботов-манипуляторов в производстве стальной продукции. – URL: <http://news.bau.ua/20110301/primenenie-robotov-manipuljatorov-v-proizvodstve>, свободный.

21. СТО ЮУрГУ 21–2008 Стандарт организации. Система управления качеством образовательных процессов. Курсовая и выпускная квалификационная работа. Требования к содержанию и оформлению / составители: Т.И. Парубочая, Н.В. Сырейщикова, А.Е. Шевелев, Е.В. Шевелева. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2008. – 55 с.

22. Технологическая инструкция по разливке стали на МНЛЗ. ПАО «Ашинский метзавод», 2005. – 72с.

23. ТИ / Безопасность жизнедеятельности.

24. ТИ / Дефекты металлургического происхождения.

25. ТИ / Охрана труда и техники безопасности.

26. Толковый металлургический словарь. Основные термины. /Лопухов Г.А., Цирульников В.А., Куманин В.И. и др. / Под ред. Куманина В.И. – М.: Рус. яз., 2010. – 446 с.

27. Устройство и работа сверхмощных дуговых сталеплавильных печей / Поволоцкий Д.Я., Гудим Ю.А., Зинуров И.Ю. и др. – М.: Металлургия, 2010. – 176 с.

28. Федеральный закон «Об основах охраны труда в Российской Федерации» от 17.07.99 г. № 181-ФЗ.

29. Федеральный закон «О промышленной безопасности опасных производственных объектов» от 21.07.97 № 116-ФЗ.

30. Черная металлургия России и СНГ в XXI веке. Сб. трудов международной конференции в 5-ти томах, Москва, 6-10 июня, 2002. – М.: Металлургия, 1994. 48

									Лист
									858
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата	22.022.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				