

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

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой

_____ В.А. Пашнёв
_____ 2017 г.

ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛЬ 40 В
ЭЛЕКТРОДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА К ВЫПУСКНОЙ
КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ – 22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР

Консультант
Безопасность жизнедеятельности
_____ В.А Пашнёв
_____ 2017 г.

Руководитель проекта
(к.т.н, зав. кафедрой)
_____ В.А. Пашнёв
_____ 2017 г.

Автор проекта
студент группы ДО-489
_____ Ф.Е. Иванов
_____ 2017 г.

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

Челябинск 2017 г

АННОТАЦИЯ

Иванов Ф. Е. Особенности технологии производства Сталь 40 в электродуговой сталеплавильной печи. - Челябинск: ЮУрГУ, ДО-489; 2017, 97 с., 4 ил., библиогр. список - 26 наим., 6 чертежей ф. А1.

В выпускной квалификационной работе рассматриваются особенности процесса получения стали 40 в электродуговой сталеплавильной печи. Произведён выбор оборудования, производства стали 40 на примере предприятия ПАО «Ашинский метзавод». Технология получения данной стали предусматривает выплавку полупродукта в ДСП из металлического лома, доводку до заданных химического состава и температуры в АКП и последующую разливку стали на МНЛЗ.

Произведён расчёт материального баланса плавки и тепловой расчёт печи.

В работе также рассмотрены возможные дефекты слэбов.

Описан зарубежный опыт производства данной стали.

Описан раздел охраны труда и техники безопасности при работе на металлургическом предприятии.

					22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР			
<i>Лис.</i>	<i>Изм.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпис</i>	<i>Дата</i>				
<i>Розраб.</i>		Иванов Ф.Е.			<i>Особенности технологии производства Сталь 40 в электродуговой сталеплавильной печи</i>	<i>Ли.</i>	<i>Лис.</i>	<i>Листов</i>
<i>Провер.</i>		Пашнёв В.А.					6	97
<i>Реценз.</i>						<i>ЮУрГУ г. Челябинск базовая кафедра МП</i>		
<i>Н. Контр.</i>		Хардукаш Н.С.						
<i>Утв.</i>		Пашнев В.А.						

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	8
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ	9
1.1 Описание стали.....	10
1.2 Назначение выплавляемой стали	11
1.3 Описание технологии выплавки стали и работы оборудования	12
1.3.1 Выбор оборудования для выплавки.....	12 18
1.3.2 Выбор шихты для выплавки.....	19
1.3.3 Выбор огнеупорных материалов.....	20 21
1.3.4 Технологическая карта (схема) выплавки, с указанием режимов работы оборудования.....	
1.3.5 Контроль качества продукции.....	
2 РАСЧЁТНАЯ ЧАСТЬ	23
2.1 Материальный баланс плавки.....	23
2.2 Тепловой расчёт печи.....	69
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА.....	81 85
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ.....	88 90
5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА.....	90 90
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ.....	91
6.1 Общие требования охраны труда.....	92
6.2 Анализ опасных производственных факторов.....	
6.3 Анализ вредных производственных факторов.....	
6.4 Взрыво- и пожароопасность при работе на металлургических предприятиях.....	
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	95
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	96

ВВЕДЕНИЕ

Металлы – одни из наиболее распространённых материалов, используемых человеком. В настоящее время ни одна область производства не может обойтись без металлов, используемых как главный конструкционный материал.

Более 90 % из применяемых в производстве металлов, являются железом или его сплавами. Несмотря на широкое применение полимерных материалов, цветных металлов и других материалов, железо находится и будет находиться на первом месте ещё долгое время. Самый важный сплав – это сплав железа с углеродом, который придаёт прочность сплавам. Они делятся на две группы: чугуны и стали.

Сталью называется сплав железа с углеродом, в котором углерода содержится менее 2,14 %. В сравнении с чугуном она имеет более высокие механические свойства, её можно обрабатывать давлением.

Порядка 80 % всей стали, выплавляемой в настоящее время, является углеродистой, и только 20 % – легированной. Углеродистые стали широко востребованы за счет того, что они имеют хорошее сочетание высокой технологичности и качественных эксплуатационных свойств. При этом стоимость их производства ниже, чем стоимость изготовления легированных композиций.

Углеродистые стали бывают разных видов, но нас интересуют только конструкционные сплавы, в которые специально вводится в заданных количествах углерод. Такие стали могут быть качественными и обыкновенными.

В настоящее время требования к качеству многих марок стали для современных отраслей техники возрастают, что приводит к увеличению производства качественных и высококачественных однородных по свойствам сталей с ничтожно малым содержанием неметаллических включений, газов и других примесей.

Основными способами производства стали являются кислородно-конвертерный и электросталеплавильный. Однако приоритетным развитием является электрометаллургия, так как стоимость производства электростали ниже и лучше решение экологических проблем.

Цель выпускной квалификационной работы – изучить особенности технологии производства стали 40 в электродуговой сталеплавильной печи.

Для этого необходимо решить следующие задачи:

1. Выяснить химический состав и применение стали марки 40;
2. Изучить оборудование, применяемое при производстве и его характеристики.
3. Разработать технологию производства стали 40 на примере предприятия ПАО «Ашинский метзавод» в ЭСПЦ-2;
4. Произвести расчёт материального баланса плавки и теплового баланса печи;
5. Рассмотреть возможные дефекты сляба;
6. Узнать зарубежный способ производства подобного сплава.

Актуальность: данная марка стали широко востребована из-за высокой технологичности и качественных эксплуатационных свойств и стоимость её ниже,

						22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			8

чем легированной. Поэтому знание особенностей её производства позволяет повысить качество стали и понизить себестоимость.

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Описание стали

Сталь 40 – сталь конструкционная углеродистая качественная.

Число 40 указывает на среднее содержание углерода в стали в сотых долях процента, около 0,4%.

Конструкционными называют стали, применяемые для изготовления деталей машин, конструкций и сооружений.

Химический состав приведен в таблице 1. [1], [22]

Таблица 1 – Химический состав стали 40 (ГОСТ 1050–88), %

Предел	C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Cu	As	Fe
Нижний	0,37	0,17	0,5	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	~97
Верхний	0,45	0,37	0,8	0,25	0,035	0,035	0,25	0,3	0,08	

Заменители: сталь 35, 45, 40Г.

Вид поставки:

- сортовой прокат, в том числе фасонный: ГОСТ 1050-88, ГОСТ 2590-2006, ГОСТ 2591-2006, ГОСТ 2879-2006, ГОСТ 8509-93, ГОСТ 8510-86, ГОСТ 8240-97, ГОСТ 8239-89, ГОСТ 10702-78;

- Лист толстый ГОСТ 19903-74, ГОСТ 1577-93, ГОСТ 4041-71;

- Лист тонкий ГОСТ 16523-97;

- Шлифованный пруток и серебрянка ГОСТ 14955-77, ГОСТ 10702-78;

- Калиброванный пруток ГОСТ 7417-75, ГОСТ 8559-75, ГОСТ 8560-78;

- Поковки и кованые заготовки ГОСТ 8479-70, ГОСТ 1133-71;

- Лента ГОСТ 1530-78, ГОСТ 2284-79, ГОСТ 10234-77;

- Проволока ГОСТ 17305-91, ГОСТ 5663-79.

- Полоса ГОСТ 103-2006, ГОСТ 82-70, ГОСТ 1577-93;

Технологические свойства стали:

- Термообработка – нормализация.

- Температура ковки: Начала 1250°C, конца 800°C. Охлаждение заготовок сечением до 400 мм на воздухе.

- Температура критических точек: $A_{c1} = 724^\circ\text{C}$, $A_{c3}(A_{cm}) = 790^\circ\text{C}$, $A_{r3}(A_{cm}) = 760^\circ\text{C}$, $A_{r1} = 680^\circ\text{C}$.

- Свариваемость – ограниченно свариваемая (Способы сварки РДС, АДС под флюсом и газовой защитой, ЭШС. сварка возможна при подогреве до 100-120 град. и последующей термообработке).

- Флокеночувствительность - не чувствительна.

- Склонность к отпускной хрупкости - не склонна.

										Лист
										9
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

Механические свойства стали приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Механические свойства стали при 20°С

Сортамент	Размер	s_B	s_T	d_5	y	Термообработка
-	мм	МПа	МПа	%	%	-
Лист термообработ., ГОСТ 4041-71	4 - 14	510-660		21		
Трубы холоднокатан.		580	320	17		Нормализация
Трубы горячекатан.		600	340	16		
Пруток калиброван., ГОСТ 10702-78		590			40	Отжиг
Прокат отожжен., ГОСТ 1050-88		510		14	40	
Прокат нагартован., ГОСТ 1050-88		610		6	35	
Прокат, ГОСТ 1050-88	до 80	570	335	19	45	Нормализация
Лента отожжен., ГОСТ 2284-79		440-690		14		
Полоса, ГОСТ 1577-93	6 - 60	570	335	19	45	Нормализация

В таблице 3 приведены механические свойства в зависимости от температуры отпуска, в таблице 4 – механические свойства при повышенных температурах.

Таблица 3 - Механические свойства в зависимости от температуры отпуска

t отп., °С	$\sigma_{0,2}$, МПа	σ_B , МПа	δ_5 , %	ψ , %	КСУ, Дж/м ²	НВ
200	750	930	7	45	29	267
300	710	860	8	51	69	247
400	640	790	10	57	88	225
500	550	730	12	62	127	208
600	450	660	16	66	167	188
700	380	620	17	71	206	170

Таблица 4 - Механические свойства при повышенных температурах

t испытания, °С	$\sigma_{0,2}$, МПа	σ_B , МПа	δ_5 , %	ψ , %
Образец диаметром 6 мм и длиной 30 мм, прокатанный. Скорость деформации 16 мм/мин. Скорость деформации 0,009 1/с.				
700	99	140	48	85
800	70	110	53	97

Продолжение таблицы 4

900	54	71	55	100
1000	28	58	69	100
1100	24	37	60	100
1200	16	26	87	100
1300	12	18	56	100

Физические свойства стали показаны в таблице 5.

Таблица 5 - Физические свойства стали 40

T	E 10 ⁻⁵	a 10 ⁶	l	r	C	R 10 ⁹
°C	МПа	1/Град	Вт/(м·град)	кг/м ³	Дж/(кг·град)	Ом·м
20	2.13		51.5	7850	483	160
100	2.1	11.9	50.6		486	221
200	1.98	12.7	48.1		497	296
300	1.9	13.5	45.6		512	387
400	1.85	14.05	41.9		529	493
500	1.79	14.5	38.1		550	619
600	1.67	14.9	33.5		574	766
700	1.6	15.15	30		628	932
800		12.5	24.8		674	1110
900		13.5	25.7		657	1150
1000		14.5	26.9		653	1180
1100		15.2	28		649	1207
1200		15.8	29.5		649	1230

1.2 Назначение выплавляемой стали

Используется в промышленности для производства: труб, поковок, крепежных деталей, валов, дисков, роторов, фланцев, зубчатых колес, втулок для длительной и весьма длительной службы при температурах до 425 °С.

Применяется: после улучшения для коленчатых валов, шатунов, зубчатых венцов, маховиков, зубчатых колес, болтов, осей и других деталей; после поверхностного упрочнения с нагревом ТВЧ для деталей средних размеров, к которым предъявляются требования высокой поверхностной твердости и повышенной износостойкости при малой деформации (длинные валы, ходовые валики, зубчатые колеса).

1.3 Описание технологии выплавки стали и работы оборудования

1.3.1 Выбор оборудования для выплавки

Выплавку стали предлагается производить в дуговой 120 тонной электропечи (ДСП-120) с загрузкой металлошихты с помощью конвейера «Consteel». Эта технология представляет собой выплавку стали с непрерывной загрузкой подогретой, отходящими от печи газами, шихты в сталеплавильную печь.

Общие характеристики ДСП, установленной на Ашинском метзаводе приведены в таблице 6, технические характеристики в таблице 7.

Таблица 6 – Общие характеристики дуговой электросталеплавильной печи (ДСП-120)

Тип печи	переменного тока с полной платформой
Система загрузки скрапа	система непрерывной загрузки – CONSTEEL
Тип выпуска жидкого металла	эркерный
Сталь на выпуске	120 т
Зеркало расплавленного металла	50 т
Диаметр кожуха	6800 мм
Внутренний диаметр панелей	6900 мм
Тип панелей	стальные и медные (нижние) трубы
Угол выпуска	20°
Угол спуска шлака	– 15°
Объем печи	148 м ³
Тип электродных консолей	проводные
Диаметр распада электродов	1250 мм
Диаметр электрода	610 мм
Длина электрода	2700 мм
Емкость корзины для лома	85 м ³

Таблица 7 – Технические характеристики ДСП-120

Наименование показателей	Единица измерения	Обозначение
Конструкция футеровки свода	–	Центральная часть свода в зоне прохода электродов выполняется футерованной (из периклазохромитового кирпича), периферийная часть из водоохлаждаемых панелей

Продолжение таблицы 7

стены	–	Водоохлаждаемые панели. Участок стен под водоохлаждаемыми панелями – кирпич периклазоплавленый обожженный. На внутреннюю поверхность панелей наносится защитная огнеупорная масса.
Температура воды: на подводе на сливе	°С °С	70 – 80 90 – 100
расход воды на охлаждение (свод и стены электропечи)	м ³ /т	85
Организация пылегазоудаления устройство для отвода дымовых газов	–	Водоохлаждаемый коленообразный патрубок от электропечи; диаметр газоходов – 2200 мм
Количество отводимых газов	м ³ /ч	36000
Тип газоочистки	–	мокрая
Оборудование для интенсификации расплавления шихты. Кислородная фурма: скорость перемещения фурмы	м/мин	30
расход кислорода	м ³ /мин	50
давление кислорода	кгс/см ²	13 – 15
Устройство измерения температуры металла и отбора проб скорость перемещения зонда	м/мин	не более 20
управление работой устройства	–	с помощью АСУТП, ручное
длительность цикла измерения температуры и взятия пробы металла	сек	не более 10
Устройство для загрузки добавочных материалов	–	Загрузка в электропечь шлакообразующих и ферросплавов производится через специальное отверстие в водоохлаждаемой части свода
Диаметр загрузочной трубы и кессона	мм	350
Электроды тип	–	графитированные
диаметр	мм	610

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР

Лист

13

Продолжение таблицы 7

герметизация	–	газодинамическое уплотнение
диаметр распада электродов	мм	1400
скорость перемещения электродов: в автоматическом режиме в ручном режиме	мм/сек мм/сек	60 – 120 80 – 160
привод исполнительного механизма перемещения электродов	–	гидравлический
Кислородная фурма: скорость перемещения фурмы	м/мин	30
расход кислорода	м3/мин	50
давление кислорода	кгс/см ²	13 – 15
Механизм подъема и поворота свода	–	Осуществляет подъем и поворот свода на величину, обеспечивающую полное раскрытие рабочего пространства печи Наклон печи в сторону рабочего окна для скачивания шлака производится на 10 °
Длительность подъема и поворота свода с возвратом	сек	100
Механизм наклона печи	–	Осуществляет наклон печи в сторону слива металла на 40 °, что обеспечивает полное удаление металла и шлака. Наклон печи в сторону рабочего окна для скачивания шлака производится на 10 °.

ДСП-120 оснащена надежной системой контроля температуры подины, имеет сигнализацию об аварийном перегреве, также присутствуют приборы для контроля за параметрами электрического и теплового режимов ее работы, автоматического регулирования мощности и автоматизированной системой управления (АСУ ДСП). Автоматический регулятор мощности обеспечивает устойчивое горение электрических дуг при максимальных скоростях перемещения электродов во все периоды плавки.[12],[21]

АСУ ДСП-120 производит контроль и управление функций:

- энерготехнологического режима плавки;
- системы газокислородных горелок;
- системы водоохлаждения;
- кислородной продувки;
- отвода дымовых газов;
- системы дозирования и ввода в печь шлакообразующих материалов и ферросплавов;
- готовности основных узлов, технологических схем, устройств и пускорегулирующей аппаратуры.

Агрегат ковш-печь – агрегат, предназначенный для доведения металла в ковше, после его выпуска из плавильного агрегата, до заданной температуры и химического состава.

В агрегате проводятся операции окончательного раскисления, десульфурации, легирования и модифицирования. Ковш имеет водоохлаждаемый футерованный свод с отверстиями для введения графитированных электродов, подачи присадок и контроля процесса.[16], [23]

В таблице 8 указаны технические характеристики АКП.

Таблица 8 – Технические характеристики агрегата ковш-печь

Наименование параметра	Норма	
	Номинальная	Допустимая
Ёмкость ковша, т	117	120
Диаметр кожуха ковша, мм		
– в верхней части	3700	–
– в нижней части	3375	–
Высота ковша, мм	3950	–
Мощность трансформатора, МВА	18	–
Напряжение трансформатора, В		
– высокое напряжение	10000	± 5 %
– низкое напряжение	318,5 – 132,5	
Номинальный ток, кА	32,6	–
Число фаз	3	–
Напряжение цепей управления, В	220; 24	–
Напряжение силовых цепей приводов, В	380	380 ⁺³⁸ ₋₁₉
Диаметр графитированных электродов, мм	400	400 ^{+2,5} _{-1,5}
Диаметр распада электродов, мм	700	700±5
Ход электрода, мм	2500	2500 ₋₂₀
Скорость перемещения трех электродов одновременно вверх, мм/с	75	–
Скорость нагрева металла, °С/мин	3 – 4	–

Продолжение таблицы 8

Расход охлаждающей воды, м ³ /ч		
– на свод	160	–
– на вторичный токопровод	60	–
Расход аргона на продувку металла, м ³ /ч	5-25	30
Расход азота на газодинамические уплотнители, нм ³ /ч	2100	2500
Давление аргона на продувку, МПа	0,6	1,6
Масса агрегата ковш-печь, кг	168000	–

Оборудование агрегата печь-ковш включает:

- рабочие площадки;
- водоохлаждаемый свод с системой подъема;
- колонны электрододержателей с системой подъема;
- печной трансформатор мощностью 18 МВА;
- сталевоз для перемещения ковша;
- систему взвешивания и подачи сыпучих материалов;
- систему газоочистки отходящих газов;
- систему донной продувки металла аргоном с узлами продувки, измерения и регулирования расхода аргона;
- систему аварийной (верхней) продувки аргоном;
- двухручьевой трайб-аппарат;
- оборудование для определения температуры и взятия пробы металла;
- систему водяного охлаждения;
- систему сжатого воздуха;
- систему автоматизированного управления оборудованием;
- систему автоматизированного управления процессом.

Готовую сталь разливают в отделении непрерывной разливки стали на слябовой машине непрерывного литья заготовок фирмы «STB».

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

Разливка стали может осуществляться методом «плавка на плавку» полностью закрытой струей, то есть с применением защитной трубы, погружного стакана, с добавлением разливочного порошка и в защитной среде аргона.

Основные технические характеристики приведены в таблице 9.

Таблица 9 – Основные технические данные МНЛЗ

Наименование показателей	Обозначение
Количество ручьев, шт	1
Радиус разливочной дуги, м	8

Продолжение таблицы 9

Металлургическая длина машины, м	25,87
Тип машины	радиальная с вертикальным участком
Прямолинейный участок от верхнего края кристаллизатора до первого изгибающего радиуса, мм	2,62
Точек изгиба	9
Радиус литья, м	8
Точек правки	10
Ёмкость сталеразливочного ковша, т	110
Вес плавки, т	100
Размерный сортамент отливаемых слэбов: толщина, мм ширина, мм минимальная длина, мм	180 – 240 900 – 1600 4500
Скорость разливки	0,8 – 1,54 м/мин – для слэба толщиной 180 мм. 0,7 – 1,05 м/мин – для слэба толщиной 240 мм.
Цикл разливки, мин	50 – 60
Ёмкость промежуточного ковша, т	27 – 30
Кристаллизатор	прямой с изменением ширины и толщины
Длина кристаллизатора	900 мм.
Механизм качания	гидравлический с сервоклапанами
Частота	0 – 300 циклов/мин.
Ход кристаллизатора	3,0 – 12,0 мм.
Охлаждение непрерывно-литой Заготовки	в сегментах с 0 по 7 – воздушно-водяным аэрозолем; в сегментах с 8 по 10, а также охлаждение нижних роликов под кристаллизатором – только водой
Резка заготовки	автоматическим агрегатом с газовым резаком
Измерение длины заготовки	с помощью мерного ролика
Транспортировка слэбов	с помощью рольганга и тележки для поворота заготовок

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР

Лист

17

1.3.2 Выбор шихты для выплавки

Для выплавки стали в условиях ПАО «Ашинский метзавод» необходимы следующие шихтовые материалы: металлическая часть, шлакообразующие, окислители, добавочные материалы (раскислители и легирующие) и науглероживатели.

Все шихтовые, добавочные и вспомогательные материалы, используемые для выплавки стали, должны соответствовать требованиям ГОСТ, ТУ или иным документам содержащих требования к качеству данных материалов.

Основными составляющими металлошихты являются привозной и оборотный металлолом, привозной и оборотный скрап, трубы стальные, и чугун (лом, бой).

На трещиноватых марках стали (как, например, сталь 40) не допускается использование пресс-пакетов, пресс-таблеток, частей боеприпасов, лужёных или оцинкованных листов и других видов шихты с возможным повышенным содержанием цветных металлов, которые практически полностью переходят из шихты в металл и могут существенно влиять на его свойства. Нежелательно также, чтобы в углеродистых отходах содержалось $>0,05\%$ Р, так как для его удаления потребуется продолжительный окислительный период.

Металлошихта не должна быть промасленной, загрязнённой мусором, примесями цветных металлов, воспламеняющимися и взрывоопасными предметами. А также не должна содержать токсичных и радиоактивных загрязнений, сосудов под давлением, закрытых или недостаточно открытых контейнеров любого рода, крупных кусков (размером с кирпич) токонепроводящих предметов (земля, остатки изоляции, шины, трубы, заполненные деревом или бетоном), не разобранных агрегатов, двигателей и т.д. с возможным содержанием масла в картерах. В металлошихте не должно содержаться шлака, прокатной окалины, пыли из пылеуловителей, шлифовальной пыли и шлама. Не допускается наличие в металлошихте снега и льда.

Габаритный мелкий скрап однородной фракции менее 100 мм, в виде орешка (после магнитной сепарации) и вышеперечисленный лом, стальной и чугунный скрап должны складироваться отдельно. Куски лома не должны превышать по длине 1,0 м., по ширине 0,5 м. и по высоте 0,5 м. (по массе максимум ~ 1,5 т). Чугунный скрап должен поставляться с сертификатом химического состава и с ограничением содержания фосфора не более 0,30%.

В качестве шлакообразующих материалов при выплавке стали в основных ДСП используют известь и магнийсодержащие материалы. Допускается вместо извести использовать известняк (до 10% от общего объема). Возможно применение материалов для разжижения шлака (плавиковый шпат, глиноземсодержащие материалы).

Окислители. Для прохождения окислительных процессов в металл необходимо вводить кислород. Источниками кислорода служат железная руда, окалина и агломерат, а также используют продувку металла газообразным кислородом.

Раскислители. Для раскисления стали применяют ферросплавы (ферросилиций,

										Лист
										18
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

ферросиликомарганец, углеродсодержащий материал (УСМ) и др.), а также алюминий.

Для науглероживания металла в ковше, применяется науглероживатель, на основе антрацита, кокса, графита и твердых отходов электропроизводства.

Ферросплавы и шлакообразующие материалы, вводимые в печь и ковш на выпуске, должны быть сухими. Массовая доля влаги данных материалов не должна превышать 1,0 %. Ферросплавы и шлакообразующие, транспортирующиеся через систему конвейеров, должны иметь размеры от 10 до 50 мм. Допускается размер отдельных кусков до 80 мм.

В качестве технологических газов используют технический кислород, аргон, и сжатый воздух. [4. с. 11-19], [5. с. 5-8], [7. с. 52-55]

1.3.3 Выбор огнеупорных материалов

Футеровка дуговой печи подвергается ударам кусков шихты при загрузке, воздействию теплового излучения электрических дуг, разъедающему воздействию шлака и металла и термических напряжений, возникающих при резких колебаниях температур. Поэтому применяемые огнеупоры должны обладать высокой огнеупорностью, термостойкостью, прочностью и шлакоустойчивостью.

Для футеровки основных печей обычно применяют высокоогнеупорные материалы и изделия из магнезита – перкилазохромитовые и переклазоуглеродистые огнеупоры.

При выборе огнеупорных материалов для футеровки дуговых сталеплавильных печей нужно учесть, что отдельные участки футеровки работают в разных условиях. В связи с этим условия службы огнеупоров подины и откосов, стен и свода рассматриваем отдельно.

Основанием футеровки, вмещающим ванну печи, служит подина.

Она работает в тяжелых тепловых и механических условиях, следовательно, она должна иметь необходимую механическую прочность. Поэтому подину дуговой печи выполняют из трех слоев: внутреннего набивного, необходимого для того, чтобы образовать ванну со стенками, непроницаемыми для жидкого металла; среднего, состоящего из кирпичной огнеупорной кладки и воспринимающего механическую нагрузку от набивного слоя; наружного теплоизоляционного слоя, работающего в более легких тепловых условиях и обеспечивающего необходимое тепловое сопротивление подины.[14]

Футеровка стен выполняется комбинированной: нижняя ее часть (откосы), объединенная с подиной, выполняется футерованной хромомагнезитовыми или периклазовыми кирпичами. Ее высота на 380-600 мм. превышает уровень шлака, а у рабочего окна и сливного носка - еще выше. Среднюю и верхнюю части стен покрывают панелями с водяным охлаждением. В результате водоохлаждаемыми панелями заменяют до 65-85% площади боковой поверхности стен печей.

На дуговых печах с водоохлаждаемыми стенами и сводом появляется

										Лист
										19
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

возможность увеличения средней мощности и работы на более длинных дугах при

пониженных значениях тока. При этом время плавки сокращается примерно на 10%, а, следовательно, сокращаются и потери тепла. Кроме того, увеличивается электрический КПД и снижаются электрические потери во вторичном токоподводе. Высокая стойкость водоохлаждаемых стен дополнительно способствует повышению годовой производительности печей и снижает себестоимость полученной стали.

Комбинированный свод состоит из трех основных элементов:

- водоохлаждаемого каркаса, представляющего собой два концентрически расположенных кольца, соединенных радиальными пилонами;
- съемных водоохлаждаемых панелей с индивидуальной подачей воды, подвешенных к каркасу;
- центральной керамической части свода, набираемой в собственном опорном кольце. [7. с 9-28], [18. с 55-56]

1.3.4 Технологическая карта (схема) выплавки

Технология производства стали 40 в условиях электросталеплавильного цеха №2 ПАО «Ашинский метзавод» включает следующие этапы:

1. Подготовка металлошихты (металлолом, скрап, чугун) и загрузка её на конвейер.
 2. Подогрев и транспортировка металлошихты конвейером непрерывной загрузки Consteel в дуговую сталеплавильную печь (ДСП-120).
 3. Выплавка полупродукта в основной электродуговой печи ДСП-120.
 4. Выпуск полупродукта в сталь-ковш и его транспортировка на АКП-100.
 5. Внепечная обработка полупродукта в агрегате ковш-печь - 100 (АКП-100) для доведения стали до требуемого химического состава и температуры требуемой для разливки на машине непрерывного литья заготовок (МНЛЗ).
 6. Транспортировка жидкой стали в отделение непрерывной разливки стали (ОНРС).
 7. Разливка стали на одноручьевой вертикальной слябовой машине непрерывного литья заготовки (МНЛЗ) с получением стальной заготовки – сляб.
 8. Транспортировка слябов в листопрокатный цех (ЛПЦ № 1 – прокатный стан № 2850).
 9. Прокат стальной заготовки в лист необходимой толщины.
- На рисунке 1 показана принципиальная технологическая схема производства стали на ПАО «Ашинский метзавод» в цехе ЭСПЦ-2.

						22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			20

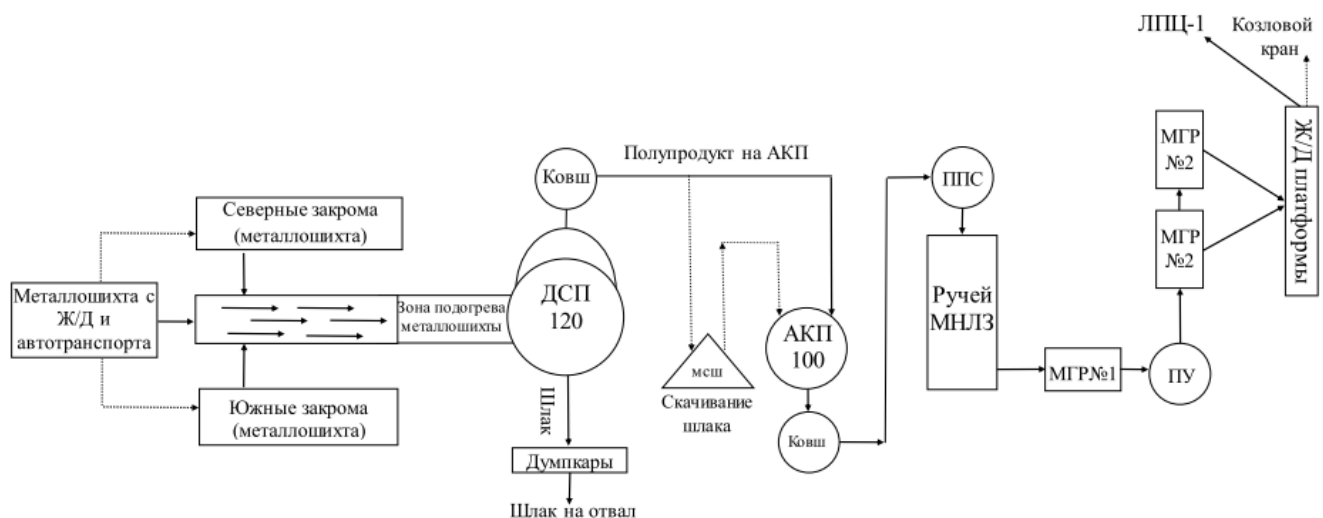


Рисунок 1 – Принципиальная технологическая схема производства стали на ПАО «Ашинский метзавод» в цехе ЭСПЦ-2

1.3.5 Контроль качества продукции

Контроль качества продукции является составной частью производственного процесса и направлен на выявление дефектов, брака в готовой продукции и на проверку её свойств и характеристик в процессе изготовления.

Контроль качества продукции устанавливается на всех стадиях производственного процесса, начиная с контроля качества используемого сырья и материалов и заканчивая определением соответствия выпущенного продукта техническим характеристикам и параметрам.

Контроль этапов производства включает: [4. с. 19], [5. с. 18]

1) Контроль шихтовых материалов:

- размещение и сортировка шихты по видам;
- соответствие ГОСТу и ТУ;
- контроль размеров;
- соблюдение чистоты материалов.

2) Контроль процесса загрузки шихты Consteel:

- скорости движения конвейера и загрузки шихты в печь;
- температуры нагрева.

3) Контроль параметров при обработке металла на ДСП и АКП:

- температура, окисленность жидкой стали и шлака;
- масса кусковых материалов по порциям и видам материалов;
- масса порошкообразных материалов, интенсивность подачи порошка;
- расход аргона;
- электрические параметры нагрева (сила тока, напряжение, активная мощность);
- состав и давление газа под крышкой;

- продолжительность обработки металла;
- температура металла по ходу обработки.
- время продувки металла;
- массы жидкой стали;
- вид и количество присаживаемых материалов;
- химический состав металла по ходу обработки;
- расход электроэнергии.

4) Контролируемые параметры на МНЛЗ:

- масса жидкого металла в стальковше и в промковше;
- температура жидкого металла в сталеразливочном и в промежуточном ковше;
- температура поверхности слитка в зоне вторичного охлаждения;
- температура воды в кристаллизаторе;
- уровень металла в промежуточном ковше и в кристаллизаторе;
- расход охлаждающей воды в кристаллизаторе и на секции вторичного охлаждения;
- усилие вытягивания слитка;
- скорость разливки металла;
- мерная длина слитка.

					22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР	Лист
						22
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

2 РАСЧЁТНАЯ ЧАСТЬ

Для количественной оценки процессов, сравнения отдельных способов производства, а также выбора оборудования проводятся технологические расчёты. С этой целью составляются материальный и энергетический балансы, которые отражают количественные изменения, происходящие в процессе, и позволяют определить его характеристики. Основой любого технологического расчёта являются два основных закона: 1) закон сохранения массы вещества и 2) закон сохранения энергии. Первый закон является основой материального расчёта, а второй - теплового. Закон сохранения масс (энергии) веществ заключается в том, что во всякой замкнутой системе масса (энергия) вещества остается постоянной, независимо от того, какие изменения претерпевают вещества в этой системе. Следовательно, при расчёте материального баланса процесса, необходимо учитывать массу компонентов, поступающих в данный аппарат (приход) и массу компонентов, уходящих из аппарата (расход). Сумма приходов компонентов должна быть равна сумме расхода, независимо от состава продукта при поступлении и выходе.

2.1 Материальный баланс плавки [20]

2.1.1 Расчёт шихты

Перед завалкой производится полный расчёт шихты. Расчёт ведем по реальной массе завалки, которую принимаем на 10-12 % меньше садки печи.

В завалку даются ферросплавы, которые имеют малый угар или не окисляются, на нижний предел. В качестве науглероживателей в завалку можно давать чугун, кокс, электродный бой или высокоуглеродистые ферросплавы.

Даём в завалку отходы групп А – 3 и чушковый чугун. Шихта для выплавки заданной марки стали может быть составлена из материалов, химический состав представлен в таблице 2. Состав шихты представлен в таблице 10.

Кроме основной металлической шихты в дуговую печь загружают известь в количестве 24 кг/т. и агломерат. В современной дуговой сталеплавильной печи со сверхмощными трансформаторами твёрдые окислители не используют. В данном расчёте используется агломерат для проведения окислительного периода.

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

Материал	Содержание элементов													
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Mo	V	Cu	Al	Fe
А-3	0,30	0,30	0,50	0,03	0,03	0,20	0,15	0,03	0,08	0,05	0,02	0,20	0,05	98,06
Чугун	3,00	1,00	1,00	0,04	0,04	-	-	-	-	-	0,02	0,20	-	94,70

Таблица 11 – Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов						
		C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni
А-3	81900	245,7	245,7	409,5	24,57	24,57	163,8	122,85
Чугун	23100	693	231	231	9,24	9,24	-	-
Всего	105000	938,7	476,7	640,5	33,81	33,81	163,8	122,85
Всего, %	100	0,894	0,454	0,61	0,0322	0,0322	0,156	0,117

Продолжение таблицы 11

Материал	Масса	Содержание элементов						
		Ti	Al	W	V	Cu	Mo	Fe
А-3	81900	24,57	40,95	65,52	16,38	163,8	40,95	80311,1
Чугун	23100	-	-	-	4,62	46,2	-	21875,7
Всего	105000	24,57	40,95	65,52	21	210	40,95	102187
Всего, %	100	0,0234	0,039	0,0624	0,02	0,2	0,039	97,3208

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

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

Материал	Содержание										Потери при прокаливании
	CaO	SiO ₂	MgO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaF ₂	FeO	S	P ₂ O ₅	
Известь	88,0	1,30	2,00	-	0,8	0,2	-	-	-	-	7,70
Магнезит	1,00	3,00	93,00	-	1,00	2,00	-	-	-	-	-
Руда	0,10	5,25	0,30	-	4,10	-	-	90,00	0,10	0,15	[O] – 27,70
Электрод	0,118	0,565	-	-	0,317	-	-	-	-	-	[C] – 99,00

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

Материал	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	W	Mo	V	Cu	Al	Fe
ФС 65	-	65,00	0,40	0,05	0,02	0,40	-	-	-	-	-	2,0	32,13
ФМн 78	7,00	6,00	78,00	0,05	0,02	0,40	-	-	-	-	-	-	8,93
ФХ 100	0,95	1,45	-	0,02	0,02	72,50	-	-	-	-	-	-	25,06
А 97	-	0,01	-	-	-	-	-	-	-	-	-	99,98	0,01

2.1.2 Выплавка полупродукта в дуговой сталеплавильной печи.

I. Период плавления

1) Окисление элементов

Рассчитаем продукты, поступившие в шлак от окисления металлического расплава, по данным угара элементов и составим таблицу угаров данной стали в период плавления для всех элементов, входящих в таблицу 1 (таблица 14).

Таблица 14 – Угар элементов при выплавке стали в ДСП в период плавления, %

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

В таблице 15 представлен ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты.

Таблица 15 – Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C	938,700	187,740	750,960	0,738
Si	476,700	476,700	0	0,000
Mn	640,500	448,350	192,150	0,189
P	33,810	0	33,810	0,033
S	33,810	0	33,810	0,033
Cr	163,800	32,760	131,040	0,129
Ni	122,850	1,843	121,007	0,119
Ti	24,570	24,570	0	0
Al	40,950	40,950	0	0
W	65,520	0	65,520	0,064
V	21,0	0	21,0	0,021
Cu	210,0	0	210,0	0,206
Mo	40,950	0	40,950	0,040
Fe	102186,84	2043,737	100143,103	98,427
Всего	105000,0	3256,650	101743,350	100,000

Определим кислород, необходимый для окисления элементов шихты.
Расчёт количества образующегося оксида определяем по формуле (1):

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

где m_i - масса окисляющегося элемента i , кг;

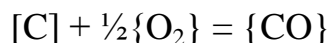
v_i, v_{i,o_y} - стехиометрические коэффициенты элемента i и оксида $i_x o_y$;

μ_i, μ_{i,o_y} - молекулярные массы элемента i и оксида $i_x o_y$.

Рассчитаем необходимое для окисления элементов количества кислорода, кг по формуле

$$m_{o_2}(i) = m_{i,o_y} - m_i, \text{ кг}, \quad (2)$$

Углерод. Окисление углерода происходит по реакции:



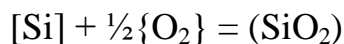
Образуется СО (1);

$$m_{CO} = \frac{m_C}{v_C \cdot \mu_C} \cdot v_{CO} \cdot \mu_{CO} = \frac{187,74 \cdot 28}{12} = 438,06 \text{ кг};$$

На окисление углерода потребуется кислорода

$$m_{O_2}(C) = m_{CO} - m_C = 438,06 - 187,74 = 250,32 \text{ кг};$$

Кремний. Окисление кремния происходит по реакции



Образуется кремнезём (1):

$$m_{SiO_2} = \frac{476,7 \cdot 60}{28} = 1021,5 \text{ кг};$$

На окисление кремния потребуется кислорода:

$$m_{O_2}(Si) = 1021,5 - 476,7 = 544,8 \text{ кг};$$

Марганец. Марганец окисляется по реакции:



					22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР	Лист
						26
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Образуется (MnO):

$$m_{MnO} = \frac{448,35 \cdot 71}{55} = 578,779 \text{ кг};$$

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

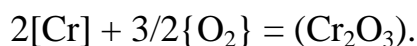
С газами теряется $578,779 \cdot 0,2 = 115,7558$ кг. MnO, из них $448,35 \cdot 0,2 = 89,67$ кг. Mn. В шлак переходит $578,779 \cdot 0,8 = 463,0232$ кг. MnO, из них $448,35 \cdot 0,8 = 358,68$ кг. Mn.

Кислорода потребуется на окисление марганца

$$m_{O_2} (Mn) = 578,779 - 448,35 = 130,429 \text{ кг};$$

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

Хром. Окисление хрома происходит по реакции



Образуется (Cr₂O₃):

$$m_{Cr_2O_3} = \frac{32,76 \cdot 152}{104} = 47,88 \text{ кг};$$

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

С газами теряется $47,88 \cdot 0,2 = 9,576$ кг. Cr₂O₃, из них $32,76 \cdot 0,2 = 6,552$ кг. Cr.

В шлак переходит $47,88 \cdot 0,8 = 38,304$ кг. Cr₂O₃, из них $32,76 \cdot 0,8 = 26,208$ кг. Cr.

На окисление хрома кислорода потребуется

$$m_{O_2} (Cr) = 47,88 - 32,76 = 15,12 \text{ кг};$$

Никель. Считаем, что во время плавки в зоне электрических дуг испаряется 1,5 % никеля, имевшегося в шихте (см. табл. 14). Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 1,843 кг. (см. табл. 15).

Титан. Оксид титана полностью переходит в шлак.

Образуется TiO₂

$$m_{TiO_2} = \frac{24,57 \cdot 80}{48} = 40,95 \text{ кг};$$

Кислорода на окисление титана потребуется

$$m_{O_2} (Ti) = 40,95 - 24,57 = 16,38 \text{ кг};$$

					22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		27

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

Алюминий. Образуется глинозём:

$$m_{Al_2O_3} = \frac{40,95 \cdot 102}{54} = 77,35 \text{ кг};$$

Для окисления алюминия необходимо кислорода:

$$m_{O_2} (Al) = 77,35 - 40,95 = 36,4 \text{ кг};$$

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

Железо. Принимаем, что в период плавления 80% окислившегося железа теряется с газами, а 20% переходит в шлак (см. табл 19).

Образуется, оксидов железа в перерасчёте на FeO

$$m_{FeO} = \frac{2043,743 \cdot 72}{56} = 2627,67 \text{ кг};$$

по реакции



Уносится печными газами $2627,67 \cdot 0,8 = 2102,136$ кг. FeO, из них $2043,743 \cdot 0,8 = 1634,994$ кг. Fe. В шлак переходит $2627,67 \cdot 0,2 = 525,534$ кг. FeO, из них $2043,743 \cdot 0,2 = 408,7486$ кг. Fe.

Для окисления железа потребуется кислорода

$$m_{O_2} (Fe) = 2627,67 - 2043,743 = 583,927 \text{ кг};$$

Металл. В конце периода плавления в печи остаётся следующее количество металла (с учётом угаров элементов): 101743,350 кг., содержание углерода в металле составит 0,738%.

Содержание кислорода в металле определяем по формуле

$$[O] = - \left(\frac{0,00216}{[C]} \right) + 0,00884 \quad (4)$$

Содержание кислорода в металле $[O] = - \left(\frac{0,00216}{[C]} \right) + 0,00884 = 0,0051\%$.

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

									Лист
									28
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР				

$$\frac{101743,35 + x}{x} = \frac{100}{0,0051}$$

Где x – искомая величина, кг;

$101743,35+x$ – масса металла с учётом содержания кислорода, кг;

$0,0051$ – содержание кислорода в металле, %.

$$x=5,189 \text{ кг.}$$

2) шлакообразование

В период плавления образуется шлак, состоящий из извести, агломерата, составляющих разрушающейся футеровки ванны, стен и свода, а также оксидов, от окисления компонентов металлической шихты.

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

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

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

m_j – расход шлакообразующего j , кг;

(i) – содержание компонента i в шлакообразующем j .

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

$$CaO = \frac{2900 \cdot 88}{100} = 2552,0;$$

$$SiO_2 = \frac{2900 \cdot 1,3}{100} = 37,7;$$

$$MgO = \frac{2900 \cdot 2}{100} = 58,0;$$

$$Al_2O_3 = \frac{2900 \cdot 0,8}{100} = 23,2;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{2900 \cdot 0,2}{100} = 5,8;$$

В данном расчёте ведём пересчёт на FeO, по формуле:

										Лист
										29
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

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

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

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

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

В пересчете на FeO (5):

$$\frac{5,8 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 5,22 \text{ кг.}$$

В атмосферу за счёт потерь при прокаливании выделится: (4)

$$\frac{2900 \cdot 7,7}{100} = 223,3 \text{ кг. CO}_2$$

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

Примерный расход магнезитового порошка на заправку печи определяем по формулам, кг/т:

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

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

где m_0 – масса садки печи, кг.

Расход магнезитового порошка равен (7):

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

Тогда магнезит внесёт в шлак, кг (4):

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

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

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

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

					22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР	Лист
						30
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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

В пересчёте на FeO (5):

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

в) Расчёт составляющих, поступивших в шлак из футеровки стен и свода.

В современной печи применяются стеновые панели и своды с водяным охлаждением. Поэтому расход магнезитовой футеровки в нижней части стен, центральной части и покрытия водоохлаждаемых панелей невелик. Принимаем расход магнезитохромитовых огнеупоров равным 1,5 кг/т стали, или 157,500 кг на всю садку печи.

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

$$CaO = \frac{157,5 \cdot 2}{100} = 3,150$$

$$SiO_2 = \frac{157,5 \cdot 6,5}{100} = 10,238;$$

$$MgO = \frac{157,5 \cdot 66}{100} = 103,950;$$

$$Cr_2O_3 = \frac{157,5 \cdot 10}{100} = 15,750;$$

$$Al_2O_3 = \frac{157,5 \cdot 4}{100} = 6,300;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{157,5 \cdot 11,5}{100} = 18,113;$$

В пересчёте на FeO (5) – 16,301.

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

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

									Лист
									31
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР				

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

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

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0,3 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{0,3 \cdot 415,8}{12} \cdot 44 = 457,38 \text{ кг};$$

Для окисления углерода потребуется:

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

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

Суммарная масса кислорода, пошедшего на окисление углерода равна 720,72 кг.

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

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

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

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

д) Поступление оксидов в шлак из металла, кг:

SiO₂ – 1021,5;

MnO – 463,023;

Cr₂O₃ – 38,304;

TiO₂ – 40,95;

Al₂O₃ – 77,35;

FeO – 525,534.

е) Расчёт составляющих, поступивших в шлак из агломерата.

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

Определим количество FeO в шлаке, принимая, что в конце периода плавления шлак в печи составляет 5-7% от массы металла или

$$\frac{(101743,350 + 5,189) \cdot 6}{100} = 6104,912 \text{ кг};$$

									Лист
									32
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР				

где $(101743,350 + 5,189)$ – масса металла с учётом содержания кислорода, кг., шлак составляет 6% от массы металла.

Определяем количество FeO в шлаке:

$$\frac{6104,912 \cdot 15,1}{100} = 921,842 \text{ кг};$$

Это количество вносится известью, футеровкой, оксидами из металлической ванны и рудой. Внесено в шлак известью, футеровкой, а также оксидами из ванны $5,22 + 10,591 + 16,301 + 525,534 = 557,646$ кг. FeO.

Тогда руда внесёт

$$921,842 - 557,646 = 364,196 \text{ кг. FeO.}$$

Для образования такого количества FeO необходимо:

железа (1) $\frac{364,196 \cdot 56}{72} = 283,264$ кг и кислорода (2) $364,196 - 283,264 = 80,932$ кг

Для определения расхода руды в период плавления составляем баланс кислорода в период плавления без учёта окисления фосфора, потребуется кг:

- 1) для окисления углерода – 250,32;
- 2) для окисления кремния – 544,8;
- 3) для окисления марганца – 130,429;
- 4) для окисления хрома – 15,12;
- 5) для окисления титана – 16,38;
- 6) для окисления алюминия – 36,4;
- 7) для окисления железа – 538,927;
- 8) для окисления электродов – 720,72;
- 9) для окисления металла – 5,189;
- 10) для окисления FeO – 80,932;

Итого: 2339,217.

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

Скорость усвоения кислорода из воздуха составляет около 10-30 кг/час с квадратного метра площади печи на уровне откосов.

Приблизённо примем, что продолжительность плавления в 120 – тонной печи составит порядка 40 минут, тогда кислорода за это время усвоится:

$$20 \cdot 24,630 \cdot 0,667 = 328,401 \text{ кг.}$$

где $24,630 = \frac{\pi \cdot 5,6^2}{4}$ – общая поверхность ванны на уровне откосов, м².

Следовательно, с железной рудой и газообразным кислородом необходимо

										Лист
										33
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР

внести кислорода $2339,217 - 328,401 = 2010,816$ кг.

Чтобы внести такое количество кислорода, в период плавления нужно израсходовать железной руды (в нашей технологии дополнительно возможно применение газообразного кислорода):

$$\frac{2010,816 \cdot 100}{27,7} = 7259,264 \text{ кг}; \quad (8)$$

где 2010,816 – необходимо внести кислорода с железной рудой, кг.

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

Руда также внесёт железа:

$$\frac{7259,264 \cdot 62,3}{100} = 4522,521 \text{ кг}; \quad (9)$$

Из них 283,264 кг. остаётся в шлаке в виде FeO, следовательно, в металл перейдёт Fe $4522,521 - 283,264 = 4239,257$ кг.

Также руда внесёт, кг (4):

$$CaO = \frac{7259,264 \cdot 0,1}{100} = 7,259;$$

$$SiO_2 = \frac{7259,264 \cdot 5,25}{100} = 381,111;$$

$$MgO = \frac{7259,264 \cdot 0,3}{100} = 21,778;$$

$$Al_2O_3 = \frac{7259,264 \cdot 4,1}{100} = 297,630;$$

$$P_2O_5 = \frac{7259,264 \cdot 0,15}{100} = 10,889;$$

$$S = \frac{7259,264 \cdot 0,1}{100} = 7,259;$$

Произведённые выше расчёты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака и металла (таблица 16 и 17) в конце плавления без учёта дефосфорации, с учётом кислорода, растворённого в металле, и применения железной руды (агломерата).

					22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		34

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

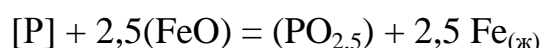
Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Известь	37,700	2552,000	-	5,220	-	23,200	58,000	-	-	-	2676,120
Футеровка ванны	17,651	5,884	-	10,591	-	5,884	547,180	-	-	-	587,190
Футеровка стен и свода	10,238	3,150	-	16,301	15,750	6,300	103,950	-	-	-	155,689
Электрод	2,373	0,496	-	-	-	1,331	-	-	-	-	4,200
Оксиды из металлической ванны	1021,500	-	463,023	525,534	38,304	77,350	-	40,95	-	-	2166,661
Руда	381,111	7,259	-	364,196	-	297,630	21,778	-	10,889	7,259	1090,122
Всего	1470,573	2568,789	463,023	921,842	54,054	411,695	730,908	40,95	10,889	7,259	6679,982
Всего, %	22,015	38,455	6,932	13,800	0,809	6,163	10,942	0,613	0,163	0,109	100,000

Таблица 17 – Состав металла по расплавлению шихты, кг.

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	938,700	-	-	187,740	750,960	0,709
O	-	5,189	-	-	5,189	0,005
Si	476,700	-	476,700	-	0,000	0,000
Mn	640,500	-	358,680	89,670	192,150	0,181
P	33,810	-	-	-	33,810	0,032
S	33,810	-	-	-	33,810	0,032
Cr	163,800	-	26,208	6,552	131,040	0,124
Ni	122,850	-	-	1,843	121,007	0,114
Ti	24,570	-	24,570	-	0,000	0,000
Al	40,950	-	40,950	-	0,000	0,000
W	65,250	-	-	-	65,520	0,062
V	21,000	-	-	-	21,000	0,020
Cu	210,000	-	-	-	210,000	0,198
Mo	40,950	-	-	-	40,950	0,039
Fe	102186,840	4239,257	408,749	1634,994	104382,354	98,486
Всего	105000,000	4244,446	1335,857	1920,799	105987,520	100,000

3) Окислительная дефосфорация при выплавке стали

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



По экспериментальным данным получено уравнение:

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

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

Выразим состав шлака в мольных (X_{RO}) или в ионных (X_{R^+}) долях. Для этого предварительно вычислим число молей оксидов n_{RO} и число катионов n_{R^+} , в 100 г. шлака (таблица 18):

$$n_{RO} = \frac{(RO)}{\mu_{RO}}; X_{RO} = \frac{n_{RO}}{\sum n_{RO}}; n_{R^+} = \nu_R \cdot n_{RO}; X_{R^+} = \frac{n_{R^+}}{\sum n_{R^+}}$$

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

μ_{RO} – молекулярная масса оксида RO;

ν_R – количество катионов R^+ в молекуле RO.

Таблица 18 – Состав шлака дефосфорации

Состав шлака	SiO ₂	CaO	MnO	∑FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	∑
M_{RO}	60,0	56,0	71,0	72,0	152,0	102,0	40,0	80,0	71,0	-
n_{RO}	0,367	0,687	0,098	0,192	0,005	0,060	0,274	0,008	0,002	1,692
X_{RO}	0,217	0,406	0,058	0,113	0,003	0,036	0,162	0,005	0,001	1,000
n_{R^+}	0,367	0,687	0,098	0,192	0,011	0,121	0,274	0,008	0,005	1,760
X_{R^+}	0,208	0,390	0,055	0,109	0,006	0,069	0,155	0,004	0,003	1,000

Найдём значения коэффициентов активности γ_{FeO} и $\gamma_{PO_{2,5}}$, используя теорию регулярных растворов В. А. Кожеурова:

$$\begin{aligned} \lg \gamma_{FeO} &= \frac{1000}{\tau} \cdot [2,18 \cdot X_{Mn} \cdot X_{Si} + 5,9 \cdot (X_{Ca} + X_{Mg}) \cdot X_{Si} + 10,5 \cdot X_{Ca} \cdot X_P] = \\ &= \frac{1000}{1873} \cdot [2,18 \cdot 0,055 \cdot 0,208 + 5,9 \cdot (0,390 + 0,155) \cdot 0,208 + 10,5 \cdot 0,390 \cdot 0,003] \\ &= 0,376; \end{aligned}$$

$$\gamma_{FeO} = 2,377;$$

										Лист
										36
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

$$\lg \gamma_{PO_{2,5}} \approx \lg \gamma_{FeO} - \frac{10500}{T} \cdot X_{Ca} = 0,416 - \frac{10500}{1873} \cdot 0,376 = -1,631;$$

$$\gamma_{PO_{2,5}} = 0,023$$

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

$$\begin{aligned} \lg f_P &= e_P^O \cdot [C] + e_P^O \cdot [O] + e_P^{Si} \cdot [Si] + e_P^{Mn} \cdot [Mn] + e_P^P \cdot [P] + e_P^S \cdot [S] + e_P^{Cr} \cdot [Cr] + \\ &+ e_P^{Ni} \cdot [Ni] + e_P^{Ti} \cdot [Ti] + e_P^W \cdot [W] + e_P^{Al} \cdot [Al] + e_P^{Mo} \cdot [Mo] + e_P^{Cu} \cdot [Cu] + e_P^V \cdot [V] = \\ &= 0,13 \cdot 0,709 + 0,13 \cdot 0,05 - 0,032 \cdot 0,181 + 0,062 \cdot 0,032 + 0,028 \cdot 0,032 - 0,044 \cdot \\ &\cdot 0,124 - 0,0059 \cdot 0,114 - 0,023 \cdot 0,062 - 0,017 \cdot 0,039 - 0,035 \cdot 0,198 - 0,042 \cdot \\ &\cdot 0,020 = 0,08; \end{aligned}$$

$$f_P = 1,202$$

Преобразуя формулу (10) получаем выражение для коэффициента распределения фосфора между металлом и шлаком:

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

где μ_P – атомная масса фосфора,

$$L_P = \frac{31 \cdot 0,163 \cdot 1,202 \cdot (0,109 \cdot 2,377)^{2,5} \cdot 1,692}{0,023} = 15,267$$

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

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

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

$\lambda = \frac{m_{Ш}}{m_M} \cdot 100$ – кратность шлака, %; $m_{Ш}$ и m_M – массы шлака и металла, кг;

$$[P_K] = \frac{100 \cdot 0,032 + \frac{6679,982}{105987,520} \cdot 100 \cdot 0,176 \cdot \frac{31}{71}}{100 + \frac{6679,982}{105987,520} \cdot 100 \cdot 15,267} = 0,019.$$

Массу окислившегося фосфора определим с помощью пропорции

$$\frac{105987,520 - x}{33,810 - x} = \frac{100}{0,019'}$$

где x – искомая величина, кг.;

$105987,520 - x$ – масса металла с учётом окисления фосфора, кг.;

$33,810 - x$ – масса фосфора в металле с учётом окисления фосфора, кг.;

$0,019$ – содержание фосфора в металле, %.

$$x = 13,675 \text{ кг.}$$

Тогда образуется P_2O_5 (1):

$$\frac{13,675 \cdot 142}{62} = 31,320 \text{ кг.}$$

Кислорода для окисления фосфора нужно (2):

$$31,320 - 13,675 = 17,645 \text{ кг.}$$

Руды для окисления фосфора необходимо (8):

$$\frac{17,645 \cdot 100}{27,7} = 63,700 \text{ кг.}$$

Также кроме кислорода, руда, вносит железа (9):

$$\frac{63,700 \cdot 62,3}{100} = 39,685 \text{ кг.}$$

Всё железо перейдёт в металл.

Руда также вносит, кг. (4):

$$CaO = \frac{63,700 \cdot 0,10}{100} = 0,064;$$

$$MgO = \frac{63,700 \cdot 0,30}{100} = 0,191;$$

$$SiO_2 = \frac{63,700 \cdot 5,25}{100} = 3,344;$$

					22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		89

$$P_2O_5 = \frac{63,700 \cdot 0,15}{100} = 0,096;$$

$$Al_2O_3 = \frac{63,700 \cdot 4,10}{100} = 2,612;$$

$$S = \frac{63,700 \cdot 0,10}{100} = 0,064.$$

Произведённые выше расчёты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака в конце плавления.

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

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	∑FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	∑
Известь	37,700	2552,00	-	5,220	-	23,200	58,00	-	-	-	2676,120
Футеровка ванны	17,651	5,884	-	10,591	-	5,884	547,18	-	-	-	587,190
Футеровка стен и свода	10,238	3,150	-	16,301	15,750	6,300	103,95	-	-	-	155,689
Электрод	2,373	0,496	-	-	-	1,331	-	-	-	-	4,200
Оксиды из металлической ванны	1021,500	-	463,023	525,534	38,304	77,350	-	40,95	31,32	-	2197,981
Руда	384,455	7,323	-	364,196	-	300,24	21,969	-	10,98	7,323	1096,493
Всего	1473,917	2568,853	463,023	921,842	54,054	414,30	731,099	40,95	42,30	7,323	6717,673
Всего, %	21,941	38,240	6,893	13,723	0,805	6,167	10,883	0,61	0,630	0,109	100,000

С учётом кислорода, растворённого в металле, применения железной руды (агломерата) и проведения окислительной дефосфорации ожидаемый массовый и процентный состав металла (по расплавлению шихты) представлен в таблице 20.

Таблица 20 – Баланс металла периода плавления, кг.

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	938,700	-	-	187,740	750,960	0,709
O	-	5,189	-	-	5,189	0,005
Si	476,700	-	476,700	-	0,000	0,000
Mn	640,500	-	358,680	89,670	192,150	0,181
P	33,810	-	13,675	-	20,135	0,019
S	33,810	-	-	-	33,810	0,032
Cr	163,800	-	26,208	6,552	131,040	0,124

Продолжение таблицы 20

Ni	122,850	-	-	1,843	121,007	0,114
Ti	24,570	-	24,570	-	0,000	0,000
Al	40,950	-	40,950	-	0,000	0,000
W	65,520	-	-	-	65,520	0,062
V	21,000	-	-	-	21,000	0,020
Cu	210,000	-	-	-	210,000	0,198
Mo	40,950	-	-	-	40,950	0,039
Fe	102186,840	4252,932	408,749	1634,994	104396,029	98,498
Всего	105000,000	4258,121	1349,532	1920,799	105987,790	100,000

4) Определение количества и состава газов в период плавления

Масса усвоенного из воздуха кислорода равна $m_{O_2} = 328,401$ кг.

Объём кислорода в воздухе

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

Находим количество сопутствующего азота, считая, что объёмное содержание кислорода в воздухе равно 21%, тогда

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

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда

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

Объём и масса воздуха:

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

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

Количество влаги, которую вносит воздух определяем при условиях:

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

Влажность атмосферного воздуха

					22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР	Лист
						40
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

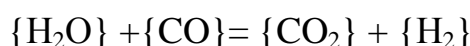
$$V_{\text{влаж.в}} = V_{\text{В}} \cdot \frac{273 + t_{\text{В}}}{273} \cdot \frac{\rho_{\text{В}}}{\rho_{\text{В}} - E \cdot f} = 1094,671 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{1,01 \cdot 10^5}{1,01 \cdot 10^5 - 0,7 \cdot 2,026 \cdot 10^3} = 1191,598 \text{ м}^3.$$

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

Масса влаги

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

Водяной пар взаимодействует с окисью углерода по реакции



В результате образуется водород и углекислый газ в количестве:

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

$$m_{\{\text{CO}_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{CO}_2} = \frac{15,491}{18} \cdot 44 = 37,866 \text{ кг;}$$

Для этого необходима окись углерода в количестве

$$m_{\{\text{CO}\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{CO}} = \frac{15,491}{18} \cdot 28 = 24,097 \text{ кг.}$$

Суммарный материальный баланс периода плавления приведён в таблице 21

Таблица 21 - Суммарный материальный баланс периода плавления

Израсходовано, кг:	Получено, кг:
а) шихты – 105000,000 из неё 1) отходы А-3 – 78000,000, 2) чугун – 22000,000;	а) металла – 105987,520
б) шлакообразующих – 2900,000, в том числе извести – 2900,000;	б) шлака – 6717,673;
в) футеровка ДСП – 745,865, в том числе: 1) магнезита – 588,365, 2) магнезитохромита – 157,500;	в) пыли – 2229,311; 1) MnO – 115,756, 2) Cr ₂ O ₃ – 9,576, 3) Ni – 1,843, 4) FeO – 2102,136;
г) электродов – 420,000;	г) газов – 2912,800; 1) CO – 1093,103 (от окисления металла и электродов с учётом

Продолжение таблицы 21

д) руды – 7322,964, в том числе: 1) на окисление – 7259,264, 2) на дефосфорацию – 63,700; е) воздуха – 1443,322, в том числе: 1) кислорода – 328,401, 2) азота – 1099,430, 3) влаги – 15,491. Всего: 117412,151.	догорания до CO ₂), 2) CO ₂ – 718,546 (от прокаливания извести и окисления электродов с учётом догорания CO), 3) N ₂ – 1099.430, 4) H ₂ – 1,721. Всего: 117847,304.
---	--

Невязка – $117412,151 - 117847,304 = - 435,153$ кг., или $\frac{435,153}{117412,151} \cdot 100 = 0,371$ %.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

II. Окислительный период

1) Окисление элементов и шлакообразование

Общий угар металла в период продувки кислородом определим по данным балансовых плавок, а также на основе производственного опыта. 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, входящих в табл. 11 (табл. 22).

Таблица 22-Угар элементов при выплавке стали в ДСП в окислительный период, %

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Al	Mo	Cu	V	Fe
Общий	ΔC	100,0	68,0	0	0	16,0	0	100,0	0	100,0	0	0	0	1,5
В шлак	0	100,0	80,0	0	0	95,0	0	100,0	0	100,0	0	0	0	30,0
В улёт	100,0	0	20,0	0	0	5,0	0	0	0	0	0	0	0	70,0

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла в конце окислительного периода представлен в таблице 23.

Таблица 23 – Химический состав металла в конце окислительного периода*, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C**	750,960	360,157	390,803	0,376
Si	0	-	0	0,000

Mn	192,150	130,662	61,488	0,059
P	20,135	0	20,135	0,019

Продолжение таблицы 23

S	33,810	0	33,810	0,033
Cr	131,040	20,966	110,074	0,106
Ni	121,007	0	121,007	0,116
Ti	0	-	0	0,000
Al	0	-	0	0,000
W	65,520	0	65,520	0,063
V	21,000	0	21,000	0,020
Cu	210,000	0	210,000	0,202
Mo	40,950	0	40,950	0,039
Fe	104396,029	1565,940	102830,089	98,966
Всего	105982,601	2077,725	103904,876	100,000

* Расчёт величин, приведённых в таблице, см. табл. 15.

** Для того, чтобы получить требуемый химический состава стали нужно чтобы в конце обезуглероживания содержание углерода в металле, составляло 0,37 %. Следовательно, из пропорции рассчитаем массу окислившегося углерода

$$\frac{105982,601 - m_{\Delta C}}{750,960 - m_{\Delta C}} = \frac{100}{0,37'}$$

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

$105982,601 - m_{\Delta C}$ – масса металла с учётом угара углерода;

$750,960 - m_{\Delta C}$ – масса углерода с учётом его окисления.

$$m_{\Delta C} = 360,157 \text{ кг.}$$

Углерод. Оксида углерода при окислении углерода образуется (1):

$$\frac{360,157 \cdot 28}{12} = 840,366 \text{ кг.}$$

Необходимо кислорода (2):

$$840,366 - 360,157 = 480,209 \text{ кг.}$$

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

										Лист
										43
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

Марганец. Принимаем, что в окислительный период теряется 68% Mn; из этого количества 20% уходит с газами, а 80% переходит в шлак. (см. табл. 24).

Образуется оксид марганца MnO (1)

$$\frac{130,662 \cdot 71}{55} = 168,673 \text{ кг.}$$

Испаряется MnO $168,673 \cdot 0,2 = 33,735$ кг., из них $130,662 \cdot 0,2 = 26,132$ кг. Mn.
Перейдёт MnO в шлак $168,673 - 33,735 = 134,938$ кг., из них $130,662 - 26,132 = 104,53$ кг. Mn.

Чтобы окислить весь марганец кислорода необходимо (2):

$$168,673 - 130,662 = 38,011 \text{ кг.}$$

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

Сера. Считаем что во время продувки сера из металла не удаляется.

Хром. Образуется оксид хрома Cr₂O₃ (1)

$$\frac{20,966 \cdot 152}{104} = 30,643 \text{ кг.}$$

Испарится $30,643 \cdot 0,05 = 1,532$ кг. Cr₂O₃, из них $20,966 \cdot 0,05 = 1,048$ кг. Cr.
Перейдёт в шлак $30,643 - 1,532 = 29,111$ кг. Cr₂O₃, из них $20,966 - 1,048 = 19,918$ кг. Cr.

Чтобы окислить весь хром необходимо кислорода (2):

$$30,643 - 20,966 = 9,677 \text{ кг.}$$

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

Молибден, медь, ванадий. Считаем, что эти элементы в окислительный период из металла не удаляются (см. табл. 24). Допускаем, что по причине малого содержания в металле ванадий не окисляется.

Алюминий. Так, как мы совмещаем период плавления с окислительным периодом, алюминия окислилось 100% (см. п. 2).

Железо. Оксидов железа образуется в пересчёте на FeO (1):

$$\frac{1565,940 \cdot 72}{56} = 2013,351 \text{ кг.}$$

Испарится FeO $2013,351 \cdot 0,7 = 1409,346$ кг., из них $1565,940 \cdot 0,7 = 1096,158$ кг. Fe.
Перейдёт в шлак FeO $2013,351 - 1409,346 = 604,005$ кг., из них $1565,940 - 1096,158 = 469,782$ кг. Fe.

Для окисления железа кислорода потребуется (2):

										Лист
										44
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

$$2013,351 - 1566,399 = 446,952 \text{ кг.}$$

Металл. В конце окислительного периода в печи остаётся следующее количество металла (с учётом угаров элементов) - 103904,876 кг. (см. табл.22), содержание углерода в металле составит 0,376% (см. табл.23).

Используя формулу Ойкса Г. Н. рассчитаем содержание в металле кислорода:

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

Кислорода содержится в металле (11):

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,376}{0,376} = 0,015\%.$$

По пропорции вычислим содержание кислорода в металле, которое пошло на его насыщение

$$\frac{103904,876 + x}{x} = \frac{100}{0,015}$$

Где x – искомая величина, кг.;

$103904,876 + x$ – масса металла с учётом содержания кислорода, кг.;

$0,015$ – содержание кислорода в металле, %.

$$x = 15,588 \text{ кг.}$$

Кислорода в конце периода правления в металле содержалось 5,189 кг. (см. табл. 23), значит, на насыщение металла израсходовано $15,588 - 5,189 = 10,399$ кг.

Чтобы определить количество технического кислорода, потраченного в окислительный период, составим баланс кислорода, кг:

- 1) для окисления углерода – 480,209;
- 2) для окисления марганца – 38,011;
- 3) для окисления хрома – 9,677;
- 4) для окисления железа – 446,952;
- 5) для насыщения металла – 10,399;

Итого: 985,248.

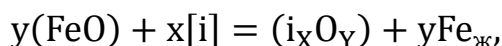
Из опыта известно, что около 30% элементов окисляются кислородом (FeO), а остальные 70% - газообразным кислородом, который вдувается в жидкий металл. (FeO) идёт на окисление углерода, хрома и марганца, а также на насыщение металла.

Тогда, (FeO) внесёт

									Лист
									45
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР				

$$(480,209 + 38,011 + 9,677 + 10,399) \cdot \frac{30}{100} = 161,489 \text{ кг. кислорода.}$$

А газообразный кислород внесёт $985,248 - 161,489 = 823,759$ кг. кислорода.
(FeO) окисляет по реакции



Для этого потребуется FeO кг.:

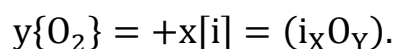
$$\frac{161,489 \cdot 72}{16} = 726,700,$$

где 161,489 – масса кислорода, вносимого FeO;
72 и 16 – молекулярные массы FeO и O, соответственно.

Тогда железа перейдёт в металл

$$726,700 - 161,489 = 565,211 \text{ кг.}$$

Газообразный кислород окисляет по реакции



В окислительный период часть газообразного кислорода усваивается жидким металлом из атмосферы печи, другая часть подаётся с помощью кислородного инжектора.

Скорость усвоения кислорода из воздуха составляет около 10-30 кг/час на квадратный метр площади печи на уровне откосов.

Принимаем, что длительность окислительного периода в 120-тонной печи составит порядка 20 минут, тогда кислорода усвоится:

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

Тогда кислорода, будет необходимо внести инжектором

$$823,759 - 164,201 = 659,558 \text{ кг.}$$

2) Определение количества и состава газов в окислительный период

Печная атмосфера. Суммарная масса, усвоенного кислорода из воздуха;

$$m_{\text{O}_2} = 164,201 \text{ кг.}$$

Объём кислорода в воздухе

					22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		46

$$V_{O_2} = \frac{22.4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \cdot 164,201 = 114,940 \text{ м}^3.$$

Считаем, что объёмное содержание кислорода в воздухе равно 21%, тогда объём сопутствующего азота:

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

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда

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

Объём и масса воздуха:

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

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

Влажность атмосферного воздуха

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

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

Масса влаги

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

Тогда, образуется водорода и углекислого газа:

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

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{7,745}{18} \cdot 44 = 18,932 \text{ кг};$$

Потребуется окиси углерода

										Лист
										47
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

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

Технический кислород. Суммарная масса кислорода, вносимого кислородным инжектором, равна 659,558 кг. В окислительный период при 95%-ном усвоении, чтобы внести такое количество кислорода потребуется израсходовать технического кислорода.

$$\frac{659,558 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 697,760 \text{ кг.,}$$

где 659,558 – потребуется внести кислорода с техническим кислородом, кг.;
99,5 и 95 – содержание кислорода в техническом кислороде и его усвоение, %.
Неусвоенный кислород составит:

$$\frac{697,760 \cdot 5}{100} = 34,888 \text{ кг. ;}$$

Вместе с техническим кислородом внесётся азота:

$$\frac{697,760 \cdot 0,5}{100} = 3,489 \text{ кг.}$$

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

Неусвоенный кислород взаимодействует с оксидом углерода, вследствие чего образуется углекислый газ:

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{34,888}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 95,942 \text{ кг.}$$

Для этого необходимо {CO}:

$$95,942 - 34,888 = 61,054 \text{ кг.}$$

По полученным данным определим количество и состав печного шлака в конце окислительного периода и составим баланс металла окислительного периода (табл. 24, 25).

					22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР	Лист
						48
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 24 – Масса и состав шлака в конце окислительного периода, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Плавильный шлак	1473,917	2568,853	463,023	921,842	54,054	414,307	731,099	40,95	42,305	7,323	6717,673
Оксиды из металлической ванны	-	-	134,938	604,005	29,111	-	-	-	-	-	768,054
Перешло в металл	-	-	-	-726,70	-	-	-	-	-	-	-726,700
Всего	1473,917	2568,853	597,961	799,147	83,165	414,307	731,099	40,95	42,305	7,323	6759,027
Всего, %	21,807	38,006	8,847	11,823	1,230	6,130	10,817	0,606	0,626	0,108	100,000

Таблица 25 – Баланс металла окислительного периода, кг

Элемент	Металл периода плавления	Перешло в металл	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	750,960	-	-	360,157	390,803	0,374
O	5,189	10,399	-	-	15,588	0,015
Si	0,000	-	-	-	0,000	0,000
Mn	192,150	-	104,530	26,132	61,488	0,059
P	20,135	-	-	-	20,135	0,019
S	33,810	-	-	-	33,81	0,032
Cr	131,040	-	19,918	1,048	110,074	0,105
Ni	121,007	-	-	-	121,007	0,116
Ti	0,000	-	-	-	0,000	0,000
Al	0,000	-	-	-	0,000	0,000
W	65,520	-	-	-	65,52	0,063
V	21,000	-	-	-	21	0,020
Cu	210,000	-	-	-	210	0,201
Mo	40,950	-	-	-	40,95	0,039
Fe	104426,586	565,211	469,782	1096,158	103425,857	98,957
Всего	106018,347	575,61	594,23	1483,495	104516,232	100,000

Суммарный материальный баланс окислительного периода представлен в таблице 26.

Таблица 26 - Суммарный материальный баланс окислительного периода

Израсходовано, кг:	Получено, кг:
а) металла – 106018,347; б) шлака – 6717,673; в) технического кислорода – 697,935, в том числе: 1) кислорода – 694,446 (включая неусвоенный), 2) азота – 3,489; г) воздуха – 721,661, в том числе: 1) кислорода – 164,201, 2) азота – 549,715, 3) влаги – 7,745. Всего: 114155,616.	а) металла – 104516,232; б) шлака – 6759,027; в) пыли – 1444,613; 1) MnO – 33,735, 2) Cr ₂ O ₃ – 1,532, 3) FeO – 1409,346; г) газов – 1436,203; 1) CO – 767,264 (от окисления металла с учётом догорания до CO ₂), 2) CO ₂ – 114,874 (с учётом догорания CO), 3) N ₂ – 553,204, 4) H ₂ – 0,861. Всего: 114156,078.

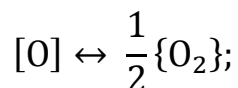
Невязка – $114155,616 - 114156,078 = -0,462$ кг. или $\frac{0,462}{114155,616} \cdot 100 = 0,0004$ %.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

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

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

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



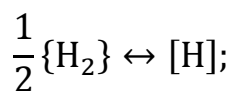
$$K_0 = \frac{P_{O_2}^{1/2}}{[O]}; \lg K_0 = -\frac{6119}{T} - 0,151.$$

$$\text{При } 1873 \text{ К } \lg K_0 = -\frac{6119}{T} - 0,151 = -3,418;$$

$$\lg P_{O_2}^{\text{ш-м}} = 2 \cdot (\lg K_0 + \lg [O]) = 2 \cdot (-3,418 + \lg 0,016) = -10,427;$$

$$P_{O_2}^{ш-м} = 3,745 \cdot 10^{-11}$$

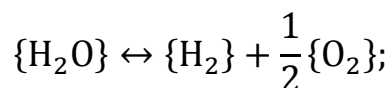
Определим равновесное содержание водорода в металле $[H]_{равн.}$:



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

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

На границе шлак – газ существует равновесие:



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

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

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

Равновесная концентрация водорода

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

Предельное (стационарное) содержание водорода

$$[H]_{пред.} = [H]_{равн.} \cdot \left(\frac{P_{O_2}^{ш-г}}{P_{O_2}^{ш-м}} \right)^{1/4} = 6,582 \cdot 10^{-6} \cdot \left(\frac{0,100}{3,745 \cdot 10^{-11}} \right)^{1/4} = 1,497 \cdot 10^{-3} \%$$

Определяем содержание водорода в металле, используя пропорцию:

										Лист
										51
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

$$\frac{104516,232 + x}{x} = \frac{100}{1,497 \cdot 10^{-3}}$$

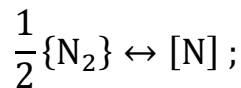
где x – искомая величина, кг;

$104516,232 + x$ – масса металла с учётом содержания водорода, кг.;

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

$$x = 1,565 \text{ кг.}$$

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



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

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

Равновесная концентрация водорода

$$[N]_{\text{равн.}} = K_N \cdot P_{N_2}^{\frac{1}{2}} = 4,463 \cdot 10^{-2} \cdot 0,880^{\frac{1}{2}} = 4,186 \cdot 10^{-2} \text{ \%}.$$

Предельное (стационарное) содержание водорода

$$[N]_{\text{пред.}} = [N]_{\text{равн.}} \cdot \left(\frac{P_{O_2}^{\text{ш-г}}}{P_{O_2}^{\text{ш-м}}}\right)^{\frac{3}{4}} = 4,186 \cdot 10^{-2} \cdot \left(\frac{0,100}{3,745 \cdot 10^{-11}}\right)^{\frac{3}{4}} = 3,556 \cdot 10^{-9} \text{ \%}.$$

Определяем содержание водорода в металле, используя пропорцию:

$$\frac{104517,797 + x}{x} = \frac{100}{3,556 \cdot 10^{-9}}$$

где x – искомая величина, кг;

$104517,797 + x$ – масса металла с учётом содержания водорода и азота, кг.;

$3,556 \cdot 10^{-9}$ – содержание азота в металле, %.

$$x = 3,716 \cdot 10^{-5} \text{ кг.}$$

										Лист
										52
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

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

2.1.3 Обработка полупродукта в печи–ковше

Обработка стали на агрегате печь-ковш является неотъемлемой частью технологии производства высококачественного металла, при этом увеличивается производительность сталеплавильных агрегатов, экономия энергетических и материальных затрат, в том числе электроэнергии, электродов, огнеупорных материалов и ферросплавов, также повышается степень рафинирования стали от вредных примесей, обеспечивается гомогенизация и стабилизация металла по температуре и химическому составу, способствует расширению сортамента производимой стали. Печь-ковш облегчает согласование работы сталеплавильных агрегатов, так как является буферной ёмкостью между ними и МНЛЗ, что особенно важно при разливке стали сериями плавов, способствующей повышению выхода годного металла.

После окислительного периода из печи металл выпускают в ковш. В печи остаётся 10% металла (см. табл. 27, 28) и 99% шлака, в ковше наводят новый рафинировочный шлак из извести и плавикового шпата, в соотношении 3:1 или 4:1.

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

Элемент	Металл окислительного периода	Осталось в ДСП	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	390,803	39,080	351,723	0,374
O	15,588	1,559	14,029	0,015
Si	0,000	0,000	0,000	0,000
Mn	61,488	6,149	55,339	0,059
P	20,135	2,014	18,122	0,019
S	33,81	3,381	30,429	0,032
Cr	110,074	11,007	99,067	0,105
Ni	121,007	12,101	108,906	0,116
Ti	0,000	0,000	0,000	0,000
Al	0,000	0,000	0,000	0,000
W	65,52	6,552	58,968	0,063
V	21	2,100	18,900	0,020
Cu	210	21,000	189,000	0,201
Mo	40,95	4,095	36,855	0,039
Fe	103425,857	10342,586	93083,271	98,957
Всего	104516,232	10451,623	94064,609	100,000

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

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	∑ FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	∑
Шлак окислительного периода	1473,917	2568,853	597,961	799,147	83,165	414,307	731,099	40,95	42,305	7,323	6759,027
Осталось в ДСП	1459,178	2543,164	591,981	791,156	82,333	410,164	723,788	40,54	41,882	7,250	6691,437
Всего	14,739	25,689	5,980	7,991	0,832	4,143	7,311	0,410	0,423	0,073	67,590
Всего, %	21,807	38,006	8,847	11,823	1,230	6,130	10,817	0,606	0,626	0,108	100,000

1) Раскисление шлака и металла. Предварительное легирование

а) Раскисление шлака

Для лучшего усвоения легирующих из окислов и создания восстановительной атмосферы шлак раскисляют присадками порошка кокса с массовым расходом до 0,5 кг/т.

Примем расход кокса 0,05 кг/т.

$$\text{Расход кокса на плавку: } \frac{94064,609 \cdot 0,05}{1000} = 4,703 \text{ кг.}$$

$$\text{Кокс внесёт углерода (4): } \frac{4,703 \cdot 86,09}{100} = 4,049 \text{ кг.}$$

Примем, что 10% углерода кокса усваивается металлом.

$$\text{Кокс внесёт углерода в металл: } \frac{4,049 \cdot 10}{100} = 0,405 \text{ кг.}$$

$$\text{Углерод на раскисление шлака: } 4,049 - 0,405 = 3,644.$$

$$\text{Образуется CO (1): } \frac{3,644 \cdot 28}{12} = 8,503 \text{ кг.}$$

$$\text{Потребуется кислорода (2): } 8,503 - 3,644 = 4,859 \text{ кг.}$$

Зола кокса внесёт в шлак (4), кг.:

$$\text{SiO}_2 = \frac{4,703 \cdot 5,84}{100} = 0,275;$$

											Лист
											54
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР						

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = \frac{4,703 \cdot 2,40}{100} = 0,113; \text{ в пересчёте на FeO (5) } - 0,111;$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{4,703 \cdot 3,00}{100} = 0,141;$$

$$\text{CaO} = \frac{4,703 \cdot 5,0}{100} = 0,235;$$

$$\text{MgO} = \frac{4,703 \cdot 0,12}{100} = 0,006;$$

$$\text{P}_2\text{O}_5 = \frac{4,703 \cdot 0,04}{100} = 0,002.$$

Кокс внесёт в металл (4), кг:

$$\text{S} = \frac{4,703 \cdot 0,60}{100} = 0,028;$$

$$\text{P} = \frac{4,703 \cdot 0,01}{100} = 0,0005.$$

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

$$\frac{4,703 \cdot 1,30}{100} = 0,061 \text{ кг. CO}_2.$$

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

$$\text{Восстановится FeO} = \frac{7,991 \cdot 90}{100} = 7,192 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода} \frac{7,192 \cdot 16}{72} = 1,598 \text{ кг.}$$

Осталось FeO в шлаке: $7,991 - 7,192 = 0,799$ кг.

Образуется Fe: $7,192 - 1,598 = 5,594$ кг.

$$\text{Восстановится Cr}_2\text{O}_3 = \frac{0,832 \cdot 90}{100} = 0,749 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода} \frac{0,749 \cdot 48}{152} = 0,236 \text{ кг.}$$

										Лист
										55
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

Образуется Cr: $0,749 - 0,236 = 0,513$ кг.
 Осталось Cr_2O_3 в шлаке: $0,832 - 0,749 = 0,083$ кг.

Восстановится MnO $= \frac{5,980 \cdot 90}{100} = 5,382$ кг.

Необходимо связать кислорода $\frac{5,382 \cdot 16}{71} = 1,213$ кг.

Образуется Mn: $5,382 - 1,213 = 4,169$ кг.
 Осталось MnO в шлаке: $5,980 - 5,382 = 0,598$ кг.

Восстановится $P_2O_5 = \frac{0,423 \cdot 90}{100} = 0,381$ кг.

Необходимо связать кислорода $\frac{0,381 \cdot 80}{142} = 0,215$ кг.

Образуется P: $0,381 - 0,215 = 0,166$ кг.
 Осталось P_2O_5 в шлаке: $0,423 - 0,381 = 0,042$ кг.
 Следовательно, необходимо связать кислорода из оксидов шлаковой ванны, кг:

FeO – 1,633;
 Cr_2O_3 – 0,236;
 MnO – 1,213;
 P_2O_5 – 0,215;
 Всего – 3,297.

Коксом связано 4,859 кг. кислорода.
 Следовательно, из печной атмосферы поступит кислорода
 $4,859 - 3,297 = 1,562$ кг.

Таблица 29 - Количество и состав металла в ковше после раскисления шлака, кг

Элемент	Металл в ковше	Раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	351,723	0,405	352,128	0,374
O	14,029	-	14,029	0,015
Si	0,000	-	0,000	0,000
Mn	55,339	4,169	59,508	0,063
P	18,122	0,166	18,288	0,019
S	30,429	0,028	30,457	0,032
Cr	99,067	0,513	99,580	0,106
Ni	108,906	-	108,906	0,116
Ti	0,000	-	0,000	0,000

Продолжение таблицы 29

Al	0,000	-	0,000	0,000
W	58,968	-	58,968	0,063
V	18,900	-	18,900	0,020
Cu	189,000	-	189,000	0,201
Mo	36,855	-	36,855	0,039
Fe	93083,271	5,594	93088,865	98,951
Всего	94064,609	10,875	94075,484	100,000

Таблица 30 – Количество и состав шлака в ковше после раскисления шлака, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	∑ FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	∑
Шлак в ковше	14,739	25,689	5,980	7,991	0,832	4,143	7,311	0,410	0,423	0,073	67,590
Раскисление	0,275	0,235	-5,382	-7,192	-0,749	0,141	0,006	-	-0,381	-	-13,047
Всего	15,014	25,924	0,598	0,799	0,083	4,284	7,317	0,410	0,042	0,073	54,543
Всего, %	27,527	47,528	1,096	1,466	0,152	7,854	13,415	0,751	0,077	0,134	100,000

б) Предварительное легирование

После раскисления шлака в металле при содержании углерода 0,374% содержится 0,015% или 14,029 кг. кислорода.

Для проведения предварительного легирования, необходимо ввести в ковш на средний предел ферромарганец, феррохром, ферросилиций.

Для того чтобы рассчитать количество добавляемых легирующих компонентов, нужно вычислить примерную массу металла, которая будет в конце плавки. Для чего необходимо рассчитать требуемую массу легирующих:

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

где m_i – масса легирующего компонента, кг.;

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

Прогнозируем массу металла в конце плавки, кг:

$$m_{Si} = \frac{94075,633 \cdot (0,270 - 0)}{100} = 254,004;$$

$$m_{Mn} = \frac{94075,633 \cdot (0,650 - 0,063)}{100} = 552,224;$$

$$m_{Cr} = \frac{94075,633 \cdot (0,125 - 0,106)}{100} = 17,874;$$

$$m_{\text{Me}_{\text{прогн}}} = \sum m_i + m_{\text{Me}} = 254,004 + 552,224 + 17,874 + 94075,663 = 94899,765 \text{ кг.}$$

Чтобы рассчитать точную массу легирующих воспользуемся формулой

$$m_{\text{лег}_i} = \frac{m_{\text{Me}_{\text{прогн}}} \cdot ([i_{\text{ГОСТ}}] - [i_{\text{Me}}])}{i}, \quad (12)$$

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

Кремний. Чтобы раскислить сталь кремнием потребуется внести ФС65 (12):

$$\frac{94899,765 \cdot (0,270 - 0)}{65} = 394,199 \text{ кг. или } \frac{65 \cdot 394,199}{100} = 256,229 \text{ кг. кремния.}$$

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

$$\text{Выгорает } \frac{256,229 \cdot 20}{100} = 51,246 \text{ кг. Si и } \frac{394,199 \cdot 2}{100} = 7,884 \text{ кг. Al.}$$

Это количество кремния свяжет кислорода $\frac{51,246 \cdot 32}{28} = 58,567 \text{ кг.};$
 алюминий свяжет $\frac{7,884 \cdot 48}{54} = 7,008 \text{ кг. кислорода.}$

При этом образуется и перейдет в шлак $\frac{51,246 \cdot 60}{28} = 109,813 \text{ кг. SiO}_2$ и

$$\frac{7,008 \cdot 102}{54} = 13,237 \text{ кг. Al}_2\text{O}_3.$$

ФС65 внесёт в металл, кг:

$$\text{Si} = \frac{394,199 \cdot 80 \cdot 65}{100 \cdot 100} = 204,983;$$

$$\text{Mn} = \frac{394,199 \cdot 0,4}{100} = 1,577;$$

$$\text{P} = \frac{394,199 \cdot 0,05}{100} = 0,197;$$

$$S = \frac{394,199 \cdot 0,02}{100} = 0,079;$$

$$Cr = \frac{394,199 \cdot 0,4}{100} = 1,577;$$

$$Fe = \frac{394,199 \cdot 32,13}{100} = 126,656.$$

Хром. Определяем расход среднеуглеродистого феррохрома ФХ100 (12)

$$\frac{94899,765 \cdot (0,125 - 0,106)}{72,5} = 24,869 \text{ кг.};$$

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

$$\text{Выгорает } \frac{24,869 \cdot 1,45 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 0,072 \text{ кг. кремния.}$$

$$\text{Это количество свяжет кислорода } \frac{0,072 \cdot 32}{28} = 0,082 \text{ кг.}$$

$$\text{При этом образуется и перйдёт в шлак } \frac{0,072 \cdot 60}{28} = 0,154 \text{ кг. SiO}_2.$$

Феррохром вносит в металл, кг.:

$$C = \frac{24,869 \cdot 0,95}{100} = 0,236;$$

$$Si = \frac{24,869 \cdot 1,45 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 0,288;$$

$$P = \frac{24,869 \cdot 0,02}{100} = 0,005;$$

$$S = \frac{24,869 \cdot 0,02}{100} = 0,005;$$

$$Cr = \frac{24,869 \cdot 72,5}{100} = 18,030;$$

										Лист
										59
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

$$\text{Fe} = \frac{24,869 \cdot 25,06}{100} = 6,232.$$

Марганец. Определяем расход высокоуглеродистого ферромарганца ФМн 78 (12):

$$\frac{94899,765 \cdot (0,650 - 0,063)}{78,0} = 714,182 \text{ кг.}$$

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

$$\text{Выгорает} \frac{714,182 \cdot 6 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 8,570 \text{ кг. кремния.}$$

$$\text{Это количество свяжет кислорода} \frac{8,570 \cdot 32}{28} = 9,794 \text{ кг.}$$

$$\text{При этом образуется и перйдёт в шлак} \frac{8,570 \cdot 60}{28} = 18,364 \text{ кг. SiO}_2.$$

Ферромарганец вносит в металл, кг.:

$$\text{C} = \frac{714,182 \cdot 7}{100} = 49,993;$$

$$\text{Si} = \frac{714,182 \cdot 6 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 34,281;$$

$$\text{P} = \frac{714,182 \cdot 0,05}{100} = 0,357;$$

$$\text{S} = \frac{714,182 \cdot 0,02}{100} = 0,143;$$

$$\text{Mn} = \frac{714,182 \cdot 78}{100} = 557,062;$$

$$\text{Fe} = \frac{714,182 \cdot 8,93}{100} = 63,776.$$

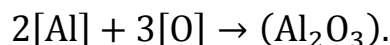
в) Окончательное раскисление стали

Для окончательного раскисления металла используем алюминий.

										Лист
										60
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

Требуется снизить количество кислорода до 0,005% $\left(\frac{0,005 \cdot 94899,765}{100} = 4,745 \text{ кг.}\right)$,

т. е. связать $14,029 - 4,745 = 9,284 \text{ кг}$,



Для этого потребуется алюминия

$$\frac{9,284 \cdot 54}{48} = 10,444 \text{ кг.}$$

Во время раскисления металла образуется и переходит в шлак Al_2O_3

$$\frac{10,44 \cdot 102}{54} = 19,728 \text{ кг.}$$

С учётом остаточного содержания алюминия в металле 0,02% $\left(\frac{0,02 \cdot 94899,765}{100} = 18,980 \text{ кг.}\right)$ общий расход алюминия для раскисления металла принимаем равным $18,980 + 10,444 = 29,424 \text{ кг}$.

Чтобы внести такое количество алюминия необходимо использовать А 97

$$\frac{29,424 \cdot 100}{99,98} = 29,430 \text{ кг.}$$

А 97 также внесёт в металл, кг.:

$$\text{Si} = \frac{29,430 \cdot 0,01}{100} = 0,003;$$

$$\text{Fe} = \frac{29,434 \cdot 0,01}{100} = 0,003.$$

2) Шлакообразование

а) Расчет компонентов, вносимых известью в шлак.

Чтобы обеспечить реакцию десульфурации необходима высокая основность шлака, равная примерно $B = 3,5 - 4,0$. Примем $B = 4$, В результате получим

									Лист
									61
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР				

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

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

Тогда масса извести составит, кг,

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

где $\text{CaO}_{\text{изв}}$, $\text{SiO}_{2\text{изв}}$ – содержание CaO и SiO₂ в извести (см. табл. 18), %.

Тогда масса извести по формуле (13)

$$m_{\text{изв}} = \frac{4 \cdot (15,014 + 109,813 + 0,154 + 18,364) - 25,924}{\frac{88}{100} - 4 \cdot \frac{1,3}{100}} = 661,179 \text{ кг.}$$

Известь внесёт в шлак (4), кг.:

$$\text{CaO} = \frac{661,179 \cdot 88}{100} = 581,838;$$

$$\text{SiO}_2 = \frac{661,179 \cdot 1,3}{100} = 8,595;$$

$$\text{MgO} = \frac{661,179 \cdot 2}{100} = 13,224;$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{661,179 \cdot 0,8}{100} = 5,289;$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = \frac{661,179 \cdot 0,2}{100} = 1,322; \text{ в пересчёте на FeO (5) – 1,197.}$$

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

$$\frac{661,179 \cdot 7,7}{100} = 50,911 \text{ кг. CO}_2.$$

б) Расчёт компонентов, вносимых плавиковым шпатом.

											Лист
											62
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР						

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

$$m_{\text{пл.шп.}} = \frac{661,179}{4} = 165,295 \text{ кг.}$$

Плавиковый шпат внесёт в шлак (4), кг.:

$$\text{CaO} = \frac{165,295 \cdot 0,5}{100} = 0,826;$$

$$\text{SiO}_2 = \frac{165,295 \cdot 3,6}{100} = 5,951;$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{165,295 \cdot 0,2}{100} = 0,331;$$

$$\text{CaF}_2 = \frac{165,295 \cdot 94}{100} = 155,377;$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = \frac{165,295 \cdot 1,5}{100} = 2,479; \text{ в пересчёте на FeO (5) – 2,245.}$$

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

$$\frac{165,295 \cdot 0,2}{100} = 0,331 \text{ CO}_2.$$

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

$$\text{SiO}_2 - 128,331;$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 - 13,237.$$

г) Расчёт компонентов, вносимых футеровкой печи-ковша.

В АКП используется футеровка из магнезитохромитового кирпича.

Расход магнезитохромитовой футеровки для ремонта АКП ёмкостью 120 т равен 19 кг/т. (см. прил. 11). Срок службы футеровки АКП составляет около 45 плавов. Следовательно, за одну плавку, расход футеровки составит

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

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

									Лист
									63
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					

22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР

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

$$\text{SiO}_2 = \frac{42,222 \cdot 6,5}{100} = 2,744;$$

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

$$\text{Cr}_2\text{O}_3 = \frac{42,222 \cdot 10}{100} = 4,222;$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{42,222 \cdot 4}{100} = 1,689;$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = \frac{42,222 \cdot 11,5}{100} = 4,856; \text{ в пересчёте на FeO (5) – 4,370.}$$

3) Десульфурация стали шлаком

“Узким местом” в производственном комплексе ДСП – печь-ковш – МНЛЗ может стать работа установки “печь-ковш”, особенно при необходимости внепечной обработки стали с высокой степенью десульфурации.

Наличие некоторого количества печного шлака в печи-ковше, соизмеримо с количеством присаживаемых шлакообразующих добавок, затрудняет или делает невозможной рафинирующую обработку стали в печи-ковше до низкого содержания серы и неметаллических включений в пределах технологического времени, обеспечивающего заданную высокую производительность. Поэтому появляется необходимость при производстве низкосернистого материала, обязательного удаления (скачивания) печного шлака из ковша перед внепечной обработкой и присадки шлакообразующих добавок непосредственно в АКП.

Таблица 31 – Количество и состав металла во время десульфурации, кг

Элемент	Металл после раскисления шлака	Легирование и раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	352,128	50,229	402,357	0,423
O	14,029	-9,284	4,745	0,005
Si	0,000	239,555	239,555	0,252
Mn	59,508	558,639	618,147	0,650
P	18,288	0,559	18,847	0,020
S	30,457	0,227	30,684	0,032
Cr	99,580	19,607	119,187	0,125

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

22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР

Лист

64

Продолжение таблицы 31

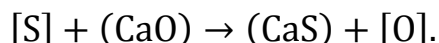
Ni	108,906	-	108,906	0,114
Ti	0,000	-	0,000	0,000
Al	0,000	18,980	18,980	0,020
W	58,968	-	58,968	0,062
V	18,900	-	18,900	0,020
Cu	189,000	-	189,000	0,199
Mo	36,855	-	36,855	0,039
Fe	93088,865	196,664	93285,529	98,040
Всего	94075,484	1075,176	95150,660	100,000

Таблица 32 – Количество и состав шлака десульфурации, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	∑ FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	CaF ₂	∑
Шлак после раскисления	15,014	25,924	0,598	0,799	0,083	4,284	7,317	0,410	0,042	0,073	-	54,543
Известь	8,595	581,838	-	1,197	-	5,289	13,224	-	-	-	-	610,143
Плавленый шпат	5,951	0,826	-	2,245	-	0,331	-	-	-	-	155,377	164,730
Продукты раскисления	128,331	-	-	-	-	32,965	-	-	-	-	-	161,296
Футеровка	2,744	0,844	-	4,370	4,222	1,689	27,867	-	-	-	-	41,736
Всего	160,635	609,432	0,598	8,611	4,305	44,558	48,408	0,410	0,042	0,073	155,377	1032,448
Всего, %	15,559	59,028	0,058	0,834	0,417	4,316	4,689	0,040	0,004	0,007	15,049	100,000

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

Реакция удаления серы в АКП выглядит



По уравнению определим конечное содержание серы в металле

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

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

L_s – коэффициент распределения серы между металлом и шлаком;

$$\lambda = \frac{1032,448}{95150,660} \cdot 100 = 1,085 \%$$

Коэффициент распределения серы находится по эмпирическому выражению:

$$\lg L_S = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{(\text{CaO}) + 0,05 \cdot (\text{MgO})}{(\text{SiO}_2) + 0,6 \cdot (\text{Al}_2\text{O}_3)} - \lg a_0 + \lg f_S,$$

где a_0 – активность кислорода в расплаве;

f_S – коэффициент активности серы.

По параметрам взаимодействия первого порядка определим f_S, f_0 при $T=1873$ К:

$$\lg f_0 = e_0^O \cdot [\%O] + e_0^C \cdot [\%C] + e_0^{Si} \cdot [\%Si] + e_0^{Mn} \cdot [\%Mn] + e_0^P \cdot [\%P] + e_0^S \cdot [\%S] + e_0^{Cr} \cdot [\%Cr] + e_0^{Ni} \cdot [\%Ni] + e_0^W \cdot [\%W] + e_0^{Mo} \cdot [\%Mo] + e_0^V \cdot [\%V] + e_0^{Cu} \cdot [\%Cu] + e_0^{Al} \cdot [\%Al];$$

$$\lg f_0 = -0,20 \cdot 0,005 - 0,45 \cdot 0,423 - 0,131 \cdot 0,252 - 0,021 \cdot 0,650 + 0,07 \cdot 0,020 - 0,133 \cdot 0,032 - 0,04 \cdot 0,125 + 0,006 \cdot 0,114 + 0,0085 \cdot 0,062 + 0,0035 \cdot 0,039 - 0,3 \cdot 0,020 - 0,013 \cdot 0,199 - 3,9 \cdot 0,020 = -0,331;$$

$$f_0 = 0,467;$$

$$a_0 = f_0 \cdot [\%O] = 0,467 \cdot 0,005 = 0,002;$$

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

$$\lg f_S = -0,028 \cdot 0,032 + 0,11 \cdot 0,423 + 0,063 \cdot 0,252 - 0,026 \cdot 0,65 + 0,29 \cdot 0,020 - 0,27 \cdot 0,005 - 0,011 \cdot 0,125 + 0 \cdot 0,114 + 0,0097 \cdot 0,062 + 0,0027 \cdot 0,039 - 0,016 \cdot 0,020 - 0,0084 \cdot 0,199 + 0,035 \cdot 0,020 = 0,047;$$

$$f_S = 1,114.$$

$$\text{Тогда } \lg L_S = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{59,028 + 0,05 \cdot 4,689}{15,559 + 0,6 \cdot 4,316} - \lg 0,002 + 0,047 = 2,774;$$

$$L_S = 594,292$$

										Лист
										66
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

$$[S]_к = \frac{100 \cdot 0,032 + 1,085 \cdot 0,007}{100 + 594,292 \cdot 1,085} = 0,0043$$

Количество серы перешедшей в шлак определяется по пропорции

$$\frac{95150,660 - x}{30,684 - x} = \frac{100}{0,0043'}$$

где x – искомая величина, кг.;

95150,660 – x – масса металла с учётом окисления серы, кг.;

30,684 – x – содержание серы в металле, %.

$$x = 26,590 \text{ кг.}$$

4) Доведение стали до заданного химического состава

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

Количество и состав металла перед подачей на разливку приведены в табл. 33.

Таблица 33 – Баланс металла после доводки и десульфурации, кг

Элемент	Металл до десульфурации	Десульфурация	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	402,357	-	402,357	0,423
O	4,745	-	4,745	0,005
Si	239,555	-	239,555	0,252
Mn	618,147	-	618,147	0,650
P	18,847	-	18,847	0,020
S	30,684	-26,590	4,094	0,004
Cr	119,187	-	119,187	0,125
Ni	108,906	-	108,906	0,114
Al	18,980	-	18,980	0,020
W	58,968	-	58,968	0,062
V	18,900	-	18,900	0,020
Cu	189,000	-	189,000	0,199
Mo	36,855	-	36,855	0,039
Fe	93285,529	-	93285,529	98,067
Всего	95150,660	-26,590	95124,070	100,000

Видно, что химический состав стали полностью соответствует заданному и не нуждается в корректировке. Окончательный состав шлака восстановительного периода представлен в табл. 34.

										Лист
										67
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

Таблица 34 – Масса и состав конечного шлака, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	CaF ₂	Σ
Шлак до десульфурации	160,635	609,432	0,598	8,611	4,305	44,558	48,408	0,410	0,042	0,073	155,377	1032,448
Десульфурация										26,590		26,594
Всего	160,635	609,432	0,598	8,611	4,305	44,558	48,408	0,410	0,042	26,663	155,377	1059,038
Всего, %	15,168	57,546	0,056	0,813	0,406	4,207	4,571	0,039	0,004	2,518	14,672	100,000

Суммарный материальный баланс восстановительного периода представлен в таблице 35.

Таблица 35- Суммарный материальный баланс восстановительного периода

Израсходовано, кг:	Получено, кг:
а) металла – 104516,232; б) шлака – 6759,027; в) футеровки ковша – 42,222; г) шлакообразующих – 826,474, в том числе: 1) извести – 661,179, 2) плавикового шпата – 165,295; д) легирующих и раскислителей – 1167,383, в том числе: 1) А 97 – 29,430, 2) ФС65 – 394,199, 3) ФХ100 – 24,869, 4) ФМн78 – 714,182, 5) кокса – 4,703; е) кислорода на окисление кокса, кремния и алюминия – 77,013. Всего: 113388,351.	а) металла – 105575,693, в том числе: 1) в ДСП – 10451,623, 2) в ковше – 95124,070; б) шлака – 7750,457, в том числе: 1) в ДСП – 6691,437, 2) в ковше – 1059,038; в) газов – 59,806, в том числе: 1) СО ₂ (известь) – 50,911, 2) СО ₂ (плав. шпат) – 0,331, 3) СО ₂ (кокс) – 0,061, 4) СО (кокс) – 8,503. Всего: 113385,956.

Невязка – $113388,351 - 113385,956 = 2,395$ кг. или $\frac{2,395}{113388,351} \cdot 100 = 0,002$ %.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

В таблице 36 представлен суммарный материальный баланс плавки

Таблица 36 - Суммарный материальный баланс плавки

Израсходовано, кг. (суммируются данные по суммарным материальным балансам всех периодов):	Получено, кг.:
чугуна – 23100,000; отходов А-3 – 81900,000; ферромарганца ФМн78 – 714,182; феррохрома ФХ100 – 24,896; ферросилиция ФС65 – 394,199; А 97 – 29,430; кокса – 4,703; извести (суммируется по всем периодам) – 3561,179; плавикового шпата – 165,295; футеровки печи – 745,865; футеровки печи-ковша – 42,222; руды – 7322,964; газов (суммируются по всем периодам) – 2939,931; Всего – 120944,866.	металла (в ковше и в ДСП) – 105575,693; шлака в ДСП – 6691,437; шлака в печи-ковше – 1059,038; пыли, уносимой газами (суммируется по всем периодам) – 3673,924; газов (суммируется по всем периодам) – 4408,809; Всего – 121408,901.

Невязка – $120944,866 - 121408,901 = -464,035$ кг. или $\frac{464,035}{120944,866} \cdot 100 = 0,384$ %.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

2.2 Тепловой расчёт печи [20]

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.

В дуговых печах преобразование электрической энергии в тепловую, необходимую для расплавления шихты и проведения физико-химических процессов, осуществляется в основном за счет горения электрических дуг.

При составлении теплового баланса необходимо исходить из условия, что в процессе работы агрегата количество введенной в агрегат энергии равно количеству энергии, затраченной на проведение технологических операций с учетом тепловых потерь. В процессе плавки происходит нагрев и плавление металла и шлака до заданной температуры (полезно используемое тепло), а также нагрев конструкций печи и окружающего воздуха, нагрев воды в стеновых и

сводовых панелях, нагрев воздуха в печи и унос тепла с ним в систему газоочистки; помимо того тепло теряется со шлаком.

Рассчитаем тепловой баланс плавки стали марки 40 в дуговой печи. Расчет проведем на 105 т металла, исходя из рассчитанного выше материального баланса плавки. Для этого определим приход и расход тепла в печи.

I Статьи прихода тепла

1) Тепло, вносимое электрической энергией, Q_1 .

На ПАО «Ашинский метзавод» расход электрической энергии фиксируется приборами учета электроэнергии. Важным параметром, характеризующим использование электроэнергии, является коэффициент полезного действия, учитывающий потери энергии при подводе ее к рабочему пространству печи на ДСП-120 в ЭСПЦ – 2 $\eta = 90 \%$. Расход электроэнергии, с учетом подогрева лома и наличия газокислородных горелок и времени их работы, равен 515 кВт·ч/т.

Для пересчета кВт·ч в МДж используется переводной коэффициент 3,6 (1 Вт/ч = 3600 Дж/ч).

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

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

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

Расчет энтальпии ведется по формуле

$$\Delta H_k = ((M_{A3} \cdot c_{A3}) + (M_{Y13} \cdot c_{Y13})) \cdot \Delta t_k, \quad (14)$$

где ΔH_k – изменение энтальпии компонентов;

M_{A3} – масса лома АЗ, кг;

c_{A3} – теплоёмкость лома АЗ;

$M_{ч.}$ – масса чугуна, кг;

$c_{ч.}$ – теплоёмкость чугуна;

Δt_k – изменение температуры компонента.

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

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

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

3) Тепло, вносимое известью Q_3 .

Количество тепла, поступающего с известью,

$$Q_{изв} = m_{изв} \cdot C_{изв} \cdot t_{изв}, \quad (21)$$

					22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		70

где $C_{\text{изв}}$ – удельная теплоёмкость извести, кДж/(кг·К).

$C_{\text{изв}}$ при 20 °С равна 0,76 кДж/кг.

Тогда

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

4) Тепло, вносимое магнезиальным материалом Q_4 .

$$Q_4 = m_m \cdot C_m \cdot t_m \quad (22)$$

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

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

5) Тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций, Q_5 . Для определения Q_5 необходимо предварительно составить материальный баланс, с помощью которого устанавливают состав и количество исходных материалов и продуктов плавки. Энергия экзотермических реакций окисления компонентов металлошихты выделяется в различных зонах рабочего пространства ДСП: на поверхности кусков шихты, в жидкой ванне и в газовой фазе, что предопределяет и различную степень полезного использования выделяющегося тепла.

Эффективное использование Q_5 во многом определяет энергетическую эффективность ДСП.

Тепло экзотермических реакций определяем по формуле:

$$Q_5 = m_{\text{эл}} \cdot \Delta H_{\text{эл}}, \quad (23)$$

где $m_{\text{эл}}$ – масса элемента, окисляющегося за период, кг;

$\Delta H_{\text{эл}}$ – тепловой эффект реакции окисления элемента, МДж/кг.

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

$$\Delta H_T^0 = \Delta H_{298}^0 + \int_{298}^T \Delta C_p dT \quad (24)$$

где ΔH_{298}^0 – тепловой эффект реакции в стандартных условиях, кДж/моль;

ΔC_p – теплоемкость реакции, Дж/(К·моль).

					22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		71

Также определение теплового эффекта реакции возможно из выражения

$$\Delta G_T^0 = \Delta H_T^0 - T \cdot \Delta S_T^0. \quad (26)$$

Тепло экзотермических реакций определяем суммированием теплот реакций, идущих с отрицательным эффектом (таблица 37)

Таблица 37 – Теплота реакций

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

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

6) Тепло, вносимое газокислородными горелками, Q_6 определяется по формуле (27)

$$Q_{гор} = N_{гор} \cdot \tau \cdot P_{гор} \cdot 3,6, \quad (27)$$

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

τ – время работы горелки, ч;

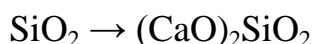
$P_{гор}$ – мощность горелки, кВт;

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

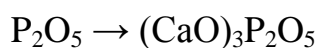
ДСП на «АМЗ» оборудована 4 газокислородными горелками по 3,3 МВт каждая. Продолжительность их работы за плавку 15 минут (0,25 часа).

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

7) Тепло шлакообразования Q_7



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



$$(33,81 + 28,242) \cdot \frac{142}{62} \cdot 4,70 = 0,668 \text{ ГДж}$$

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

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

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

$$Q_8 = 0,6 \cdot \Delta m_{\text{э}} \cdot q_{\text{с}}, \quad (28)$$

где $\Delta m_{\text{э}}$ – масса израсходованных электродов, кг;
 $q_{\text{с}}$ – тепловой эффект окисления графита, МДж/кг.

Тогда

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

9) Тепло, вносимое воздухом и газообразным кислородом Q_9 :

$$Q_9 = V \cdot c \cdot T, \quad (29)$$

где V – объем воздуха или кислорода, м^3 ;
 c – теплоемкость воздуха или кислорода, $\text{кДж}/(\text{м}^3 \cdot \text{К})$;
 T – температура воздуха или кислорода, К .

Тогда

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

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

$$Q_9 = (0,873 + 0,267) \cdot 10^9 = 1,140 \text{ ГДж}.$$

										Лист
										73
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

II Статьи расхода тепла

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

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

$$H_K = M_K \cdot [c_1 \cdot (t_{пл} - t_o) + q_M + c_2 \cdot (t_{вып} + t_{пл})], \quad (30)$$

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

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

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

t_o – температура скрапа при завалке;

$t_{пл}$ – температура плавления стали;

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

q_M – теплота плавления металла.

Тогда для АЗ

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

Для чугуна

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

Физическое тепло шлака находим по формуле

$$Q_{шл} = (C_{шл} \cdot t_{шл} + q_{шл}) \cdot m_{шл}, \quad (31)$$

где $C_{шл}$ – средняя теплоемкость шлака в интервале температур 0...1800°C, кДж/(кг·К);

$q_{шл}$ – скрытая теплота плавления шлака, кДж/кг;

$m_{шл}$ – масса шлака, кг.

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

Тогда

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

					22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		74

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

$$Q_{11} = V \cdot i, \quad (32)$$

где V – объем выделяющихся газов, м^3 ;

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

Находим энтальпию продуктов реакции для каждого из газов:

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

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

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

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

$$i_{\text{yx}}^{800} = 1217,030 \text{ кДж}/\text{м}^3.$$

Тогда

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

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

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

$$Q_{12} = c_{\text{в}} \cdot V_{\text{в}} \cdot (t_{\text{вых}} - t_{\text{вх}}) \cdot \tau, \quad (33)$$

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

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

Потери тепла на охлаждение стен составят:

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

Потери тепла на охлаждение свода составят:

									Лист
									75
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР				

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

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

4) Тепло, уносимое частицами FeO:

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

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

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

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

$$Q_{14} = (50 \dots 150) \cdot m_0, \quad (34)$$

где m_0 – емкость печи, т.

Тогда

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

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

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

По закону Джоуля-Ленца (38)

$$Q_{15} = I^2 \cdot R \cdot \tau, \quad (35)$$

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

R – сопротивление, Ом;

τ – время работы печи под током, с.

										Лист
										76
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

Тогда

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

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

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

Тепло, переданное теплопроводностью через слой футеровки $Q_{сл}$, можно определить по уравнению (39)

$$Q_{сл} = \lambda \cdot (t_1 - t_2) \cdot F \cdot \tau / \delta, \quad (36)$$

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 (40)

$$Q_{кож} = \alpha \cdot (t_k - t_b) \cdot F \cdot \tau, \quad (37)$$

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 .

										Лист
										77
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

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_{16} рассчитывают методом последовательных приближений. Для этого в первую очередь задаются температурой кожуха t_k . Так как есть дополнительный слой теплоизоляции t_k равно $100\text{ }^\circ\text{C}$.

Затем определяем среднюю температуру футеровки

$$t_{cp} = \frac{(t_{вн} - t_k)}{2}. \quad (38)$$

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

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

$$t_{cp} = (1500 - 100) / 2 = 700\text{ }^\circ\text{C}.$$

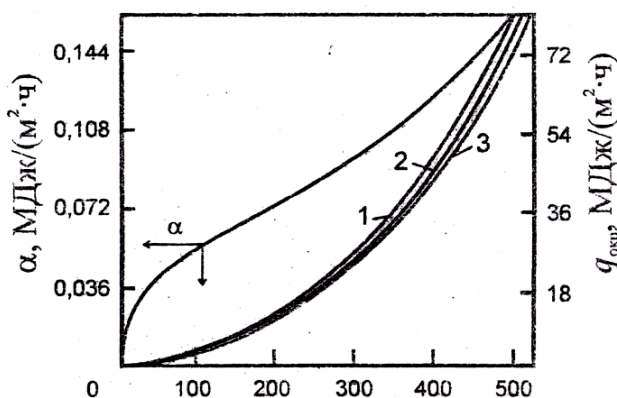


Рисунок 2 – Зависимость коэффициента суммарной теплоотдачи α и удельного теплового потока, теряемого поверхностью печи в окружающую среду при $t_{вн}$: $10\text{ }^\circ\text{C}$ – 1; $20\text{ }^\circ\text{C}$ – 2; $30\text{ }^\circ\text{C}$ – 3

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

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

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

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

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

22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР

Лист

78

8) Потери тепла через завалочное окно, Q_{17} . Холодный воздух, попадая в печь через неплотности, нагревается и уносится в систему газоочистки, приводя к

потерям тепла. Прежде чем попасть в газоочистку, поток горячего воздуха проходит через горячую зону конвейера Consteel и подогревает собой металлошихту. Помимо атмосферного воздуха в газоочистку уносятся газы, образующиеся при продувке расплава кислородом, а также продукты сгорания топлива при использовании дополнительных горелок.

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

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot g \cdot \Delta p}{\rho_2}}, \quad (39)$$

$$V_1 = 3600 \cdot \omega \cdot F, \quad (40)$$

$$V_0 = 273 \cdot \frac{V_1}{T_{yx}}, \quad (41)$$

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 (приведённые 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

$$Q_{17} = V_0 \cdot c_{\text{сух}} \cdot T_{\text{сух}} \cdot \tau, \quad (42)$$

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

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

$$\omega = 5,1 \text{ м/с};$$

										Лист
										79
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

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

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

Тогда количество тепла, потерянное через завалочное окно за плавку

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

Полученный тепловой баланс плавки стали 40 в ДСП-120 приведен в таблице 38.

Таблица 38 – Тепловой баланс плавки стали 40 в ДСП-120

Статьи прихода	ГДж	%	Статьи расхода	ГДж	%
Электроэнергия, Q_1	175,608	63,531	Полезный расход энергии, Q_{10}	107,834	39,012
Тепло, вносимое шихтой, Q_2	21,953	7,942	Тепло, уносимое газами, Q_{11}	1,748	0,632
Тепло, вносимое другими материалами, $Q_3 + Q_4$	0,058	0,021	Потери с охлаждающей водой, Q_{12}	58,590	21,196
Тепло экзотермических реакций, Q_5	51,588	18,663	Тепло, уносимое частицами Fe_2O_3 , Q_{13}	4,577	1,656
Тепло, поступающее от газокислородных горелок, Q_6	11,880	4,298	Тепло эндотермических реакций, Q_{14}	18,000	6,512
Тепло шлакообразования, Q_7	5,746	2,079	Потери электрической сетью, Q_{15}	34,430	12,456
Тепло от окисления электродов, Q_8	8,442	3,054	Потери через футеровку, Q_{16}	0,724	0,262
Тепло кислорода и воздуха, Q_9	1,140	0,412	Потери через завалочное окно, Q_{17}	48,381	17,503
			Неучтенные потери	2,131	0,771
Итого	276,415	100	Итого	276,415	100

3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

При производстве стали и дальнейшей её обработке в металле могут возникать дефекты - отдельные несоответствия продукции нормативным требованиям.

В зависимости от происхождения дефекты делятся на:

I Дефекты прокатного происхождения:

1) дефекты нагрева (окажинообразование, обезуглероживание поверхностного слоя, перегрев и пережог стали, внутренние трещины)

2) дефекты проката (трещины, риски, царапины, усы (заусенцы), закаты, флокены и искажения геометрической формы)

3) дефекты отделки (косой рез, заусенцы и др)

II Дефекты сталеплавильного происхождения:

1) дефекты слитков (усадочные раковины, рыхлота, пористость, ликвация)

2) дефекты непрерывно-литой заготовки (слябов):

а) дефекты поверхности (продольные и поперечные трещины, утяжины, разрывы, заливины, наплывы, брызги, спаи, неметаллические включения, поры и газовые пузыри, рифлёная поверхность)

б) внутренние дефекты (пористость, трещины, ликвация)

в) отклонения формы (раздутие, диагональные искажения - ромбичность, вогнутость, коробление) [19. 3-8]

Одним из дефектов поверхности непрерывнолитой заготовки являются неметаллические включения. [15. с 17-21]

На рисунке 3 изображены неметаллические включения на поверхности сляба.

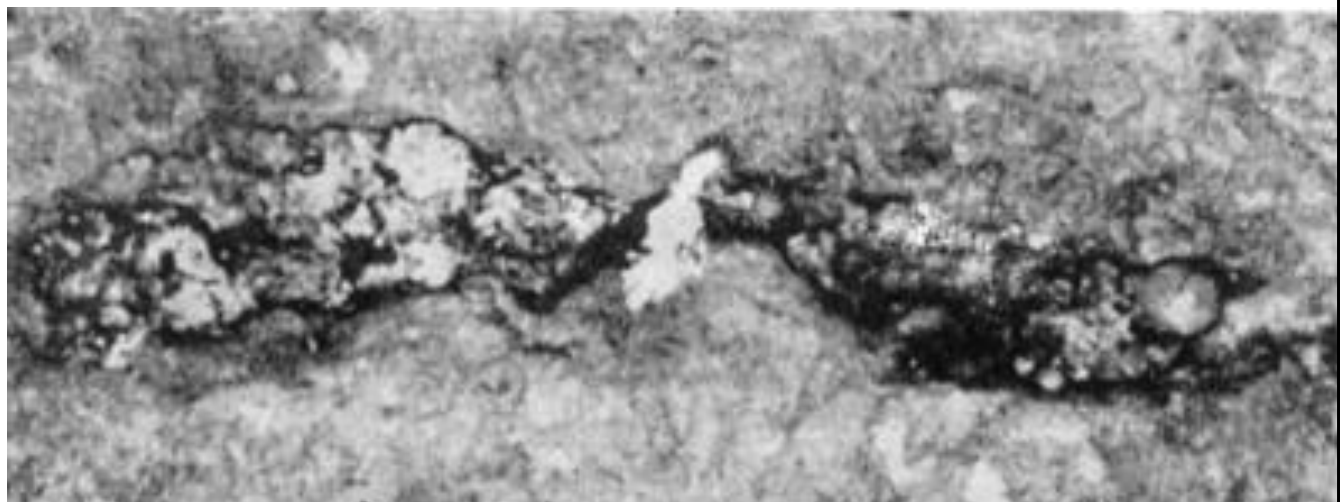


Рисунок 3 - Неметаллические включения на поверхности сляба

Неметаллические включения - это содержащиеся в стали соединения металлов (железа, кремния, марганца, алюминия, церия и др.) с неметаллами (серой, кислородом, азотом, фосфором, углеродом). Размеры, количество, расположение и состав неметаллических включений, в готовом изделии оказывают большое влияние на свойства стали.

									Лист
									80
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР				

Они снижают как механические свойства (прочность, пластичность), так и другие свойства стали (магнитную проницаемость, электропроводность и др.). Это происходит из-за появлений полостей в металле, которые являются концентраторами напряжений в металле, в результате нарушения его сплошности.

Неметаллические включения вызывают такие дефекты продукта, как точечная и точечно-пятнистая неоднородность, загрязнения и волосовины, шиферный и камневидный излом и др.

Неметаллические включения делятся на две группы:

1) Эндогенные - включения, которые образуются в процессе реакций металлургического передела.

2) Экзогенные - включения, которые попадают в сталь механическим путём. Например, частицы шлака, футеровки или загрязнений из шихты, которые не удалились в процессе плавки из металла.

Эндогенные включения непрерывно образуются в металле в процессе плавки, разливки и кристаллизации слитка или отливки. Большая часть образовавшихся включений всплывает и переходит в шлак, но малое количество остается в металле. В закристаллизовавшейся стали включения находятся в виде кристаллов и глобулей. После обработки давлением (прокатки,ковки,штамповки) они изменяют форму и расположение и видны под микроскопом в виде нитей, строчек, цепочек, ориентированных преимущественно в направлении деформации. Включения по химическому составу делятся на сульфиды (FeS , MnS и т.п.), оксиды (FeO , MnO , SiO_2 , Al_2O_3 и т.п.) и нитриды (TiN , ZrN и т.п.), иногда выделяют фосфиды и карбиды.

Часто включения находятся в виде сложных соединений типа силикатов ($n\text{FeO} \cdot m\text{MnO} \cdot p\text{SiO}_2$), алюмосиликатов ($n\text{MnO} \cdot m\text{SiO}_2 \cdot p\text{Al}_2\text{O}_3$), шпинелей ($\text{FeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$), оксисульфидов и т.д.

Эндогенные неметаллические включения образуются при взаимодействии компонентов, растворённых в металле или снижения их растворимости при застывании стали. Так как они легче чем металл, то они всплывают. Скорость всплывания зависит от размеров включений, вязкости металла, смачиваемости включений металлом и шлаком, движения (перемешивания) металла и шлака. Обычно размеры включений варьируются от 0,0001 до 1,0 мм. Чем меньше размеры включений, тем больше поверхности контакта включение — металл, тем больше силы смачивания влияют на скорость удаления включений.

На скорость укрупнения и всплывания включений большое влияние оказывают процессы их коагуляции (слипания) и коалесценции (сливания с исчезновением поверхностей раздела). [9. с 239-241]

Классификация неметаллических включений внепрерывнолитых слябов приведена в таблице 39. [6. с 54-55]

										Лист
										82
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР

Таблица 39 – Классификация неметаллических включений непрерывнолитых слябов

Наименование дефекта	Проявление дефекта	Причина возникновения дефектов	Меры для устранения дефекта
Неметаллические включения	Экзогенные эн-догенные оксид-ные включения, чаще всего встречающиеся в верхней половине поперечного сечения сляба	Недостаточная глубина погружения стакана для подвода металла под уровень, колебание уровня металла, размывание огнеупоров ковшей. Вторичное окисление металла, нарушение режима раскисления. Неудовлетворительная работа ШОС.	Применение погружных стаканов заданной конструкции, постоянный уровень металла в кристаллизаторе, защита металла от вторичного окисления. Соблюдение температурного режима, применение качественной ШОС и равномерная ее подача в кристаллизатор. Соблюдение режима раскисления стали.
1. Включения флюса	Шарообразные, стекловидные включения диаметром до 2мм.	Сильная циркуляция зеркала металла в кристаллизаторе, малое расстояние между зеркалом металла и отверстием погружного стакана. Дефекты погружных стаканов (дыра, трещина в зоне зеркала металла).	Соответствующая условиям циркуляции форма погружного стакана и его достаточная глубина погружения. Качественный огнеупорный материал погружных стаканов. Достаточная высота заполнения в промковше.
2. Точечные включения	Точечные включения состоят из силикатов или смеси оксидов. Эти включения имеют место преимущественно у сталей с повышенным содержанием кремния и марганца.	Продукты реакции стали с огнеупорными материалами сталков-ша и промковша. Продукты повторного окисления.	Использование надлежащего огнеупорного материала. Изменение технологии раскисления с целью снижения содержания кислорода ниже 0,005%. Предотвращение повторного окисления с помощью применения защитных труб.

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

22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР

Лист

83

Продолжение таблицы 39

<p>3. Ковшевой шлак</p>	<p>Мелкие точечные включения, с относительно широким распределением по строчке включений.</p>	<p>При разливке методом “плавка на плавку” с отсечкой воздуха между промковшом и стальковшом, ковше-вой шлак предыдущей плавки может быть занесен в ручей со сталью следующей плавки.</p>	<p>Разливка остатка стали в ковше без защиты от повторного окисления. Своевременное закрытие шиберов ковша.</p>
<p>4. Размытые включения.</p>	<p>Широко распределенные по поверхности размытые включения глинозема у стале-лей раскисленных алюминия и со-держанием его в металле менее 0,015%.</p>	<p>Продукты раскисления. Повторное окисление стали, вытекающей из ковша и промковша. Продукты реакций между алюминисо-державшей сталью и огнеупорами. Захват частиц, отложившихся в промковше</p>	<p>Использование надлежащего огнеупорного материала. Изменение технологии раскисления с целью снижения содержания кислорода ниже 0,005%. Предотвращение повторного окисления с помощью применения защитных труб.</p>
<p>5. Включения в краевых зонах.</p>	<p>Мелкие включения на глубине до 15мм под всей поверхностью.</p>	<p>Оксиды, поднимающиеся в кристаллизаторе, а также захваченные частицы флю-са, остающиеся на корочке слитка.</p>	<p>Ввод стали с отсечкой воздуха (возможно с подачей аргона) и хорошая изоляция стали покров-ным флюсом в пром-ковше. Отсечка воздуха от зеркала металла в кристаллизаторе с помощью ШОС и уменьшение количества манипуляций в зеркале металла.</p>

4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА

Основные аналоги стали 40, производимые за рубежом приведены в таблице 40.

Таблица 40 - Зарубежные аналоги стали 40

Франция	2C40, C40E, FR38, XC3841, XC38H1, XC42, XC42H1, XP42H1
Германия	1.0511, 1.1186, C40, C40E, C40R, C42D, Ck35, Ck40, Cm40
Англия	060A40, 080A40, 080M40, C40, C40E, CS40
Япония	S40C, S43C, SWRCH38K, SWRCH40K
США	1040, 1042, G10400, G10420
Евросоюз	1.1186, C35, C40, C40E
Италия	C40, C40E, C40R
Польша	40, 40A, 40rs, D40, P40
Румыния	OLC40, OLC40X
Китай	40, ML40
Швеция	1555, 1650
Бельгия	C40-2
Испания	C40E
Болгария	40, C40E
Австралия	1040, M1040
Чехия	12041
Венгрия	C40E
Юж.Корея	SM40C
ЮАР	1040

На заводе «Saldanha steel» в Преттории (ЮАР) установлена универсальная двухкорпусная дуговая сталеплавильная печь, в которой производят углеродистые стали в том числе сталь 1040, являющуюся аналогом стали 40.

Фирма «SMS-Demag» разработала технологию выплавки стали в двухкорпусном агрегате CONARC (объединение двух понятий CONverter + electric ARC furnase), являющимся комбинацией дуговой печи и конвертера. Схема технологического процесса и расположения оборудования агрегата CONARC показана на рисунке 3.

Разработка такого агрегата была обусловлена тем, что при содержании в шихте обычной дуговой печи доли жидкого чугуна более 50%, на стадии кислородного рафинирования (из-за относительно плоской поверхности металлической ванны и малой интенсивности массообмена) имеет место задержка кипения, что может привести к возникновению опасных выбросов жидкого металла.

По геометрическим параметрам камера агрегата CONARC сходна с конвертером: отношение глубины металлической ванны к ее диаметру такое же, как и у конвертера. Объем реакционного пространства над уровнем ванны увеличен.

										Лист
										85
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

Камера оснащена сводовой кислородной фурмой и системой донной продувки. Благодаря этому в процессе кислородного рафинирования создаются условия, аналогичные условиям конвертерной плавки. Так как удельный расход кислородного дутья значительно ниже по сравнению с обычным конвертерным процессом, то опасность задержки кипения или сильного выброса жидкого металла (даже при содержании чугуна более 50%) сведена к минимуму. Агрегат CONARC имеет один трансформатор, один комплект электродов и одну кислородную фурму на два корпуса. Такой агрегат может работать на шихте, включающей в различном сочетании жидкий и твердый чугун, лом, металлизированные окатыши, горячебрикетированное железо. Процесс начинают с загрузки твердой металлошихты и заливки чугуна в один из корпусов печи. Шихту расплавляют в режиме трехфазной дуговой печи. По расплавлению шихты электроды поднимают и отводят на второй корпус. На первый корпус поворачивают кислородную фурму и начинают работу в режиме конвертера. Доля жидкого чугуна в завалке от 0 до 70%, остальное металлический лом или различные составы трех компонентов: горячебрикетированное железо - металлизированные окатыши - металлический лом. Качество выплавляемой стали - на уровне конвертерной, производительность печи при доле чугуна в шихте от 5 до 70% составляет от 125 до 230 т/ч.

Принцип работы процесса CONARC показан на рисунке 4.

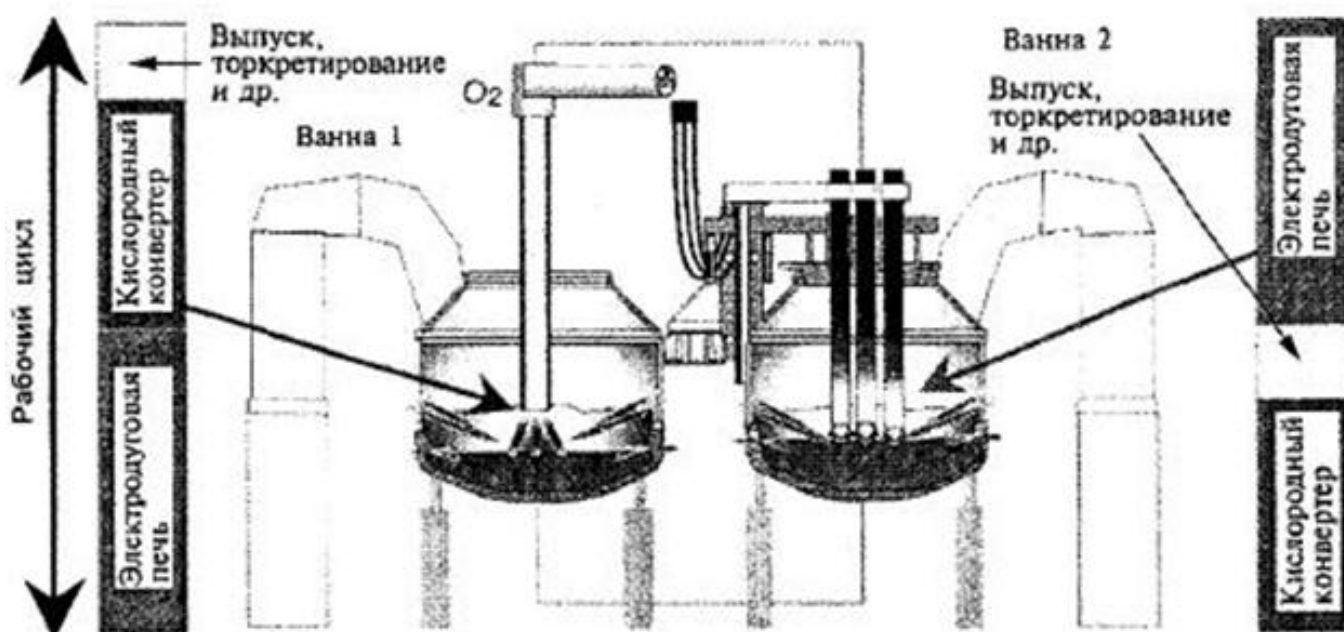


Рисунок 4 – Принцип процесса CONARC

Преимущества двухкорпусной сталеплавильной печи.

Двухкорпусная дуговая сталеплавильная печь явилась результатом стремления увеличить долю токового времени плавки. Двухкорпусная дуговая печь имеет две ванны и один источник питания, электрод-катод (три электрода на печи

										Лист
										86
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

переменного тока) с короткой сетью. В то время как в одном из корпусов печи идет

расплавление металлошихты дугами, в другой – она загружается и подогревается.

Двухкорпусная печь с одним источником питания может иметь два комплекта токоподвода и электродов отдельно для каждого из корпусов, что сокращает бестоковое время работы печи.

Используется два способа подогрева лома: 1) подача технологических газов из корпуса, находящегося под нагрузкой в "отключенный" корпус.; 2) подогрев лома при помощи топливно-кислородных горелок, которые установлены в корпусах.

Двухкорпусные печи могут позволить повысить производительность при имеющейся мощности трансформатора или снизить мощность трансформатора при сохранении производительности.

Двухкорпусная печь в сравнении с двумя печами такой же ёмкости обеспечивает экономию минимум 35 % капитальных затрат (без учета расходов на сооружение подстанции), а также сокращение продолжительности плавки на 40 % и снижение расхода электроэнергии на 40—60 кВт-ч/т.

Двухкорпусные печи могут работать на шихте, состоящей из лома, жидкого и твердого чугуна, карбида железа, горячебрикетированного и губчатого железа. В частности, при плавке на шихте из жидкого чугуна и лома можно получить сталь для производства высококачественного листа. В двухкорпусной печи в одном из корпусов можно вести плавку металла на шихте из горячебрикетированного или губчатого железа, в другом корпусе - проводить продувку жидкого чугуна как в конвертере.[24]

									Лист
									87
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР				

5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

В сталеплавильном производстве часто используют способность редкоземельных металлов РЗМ (итрий, церий, лантан, скандий и др.) и их сплавов образовывать прочные соединения с кислородом и серой, которые не растворяются в жидком железе. При благоприятных условиях большая часть образующихся оксидов и сульфидов удаляется из жидкой стали, а остающиеся в металле соединения имеют сферическую форму, которая практически не изменяется в процессе пластической деформации. [11. с. 341-361], [7. с. 109-111]

В журнале «Металлург» №1 2016г. опубликована статья «Модифицирование стали и сплавов редкоземельными элементами». Авторами: Смирновым Л. А., Ровнушкиным В. А. (ОАО «Уральский институт металлов» г. Екатеринбург), Орыщенко А. С., Калинин Г. Ю., Милуц В. Г. (ФГУП «ЦНИИ КМ «Прометей» г. Санкт-Петербург) проведен анализ влияния технологии введения РЗМ на состав и форму неметаллических включений и физико-механические свойства углеродистых и низколегированных сталей различного назначения, приводятся критерии расхода РЗМ, в зависимости от содержания серы и кислорода в металле, позволяющие определить оптимальный расход РЗМ, при котором повышаются пластические свойства, работа удара, снижается анизотропия свойств листа и плит.

Микролегирование РЗМ углеродистых и легированных сталей и сплавов повышает их коррозионную стойкость, горячую пластичность, жаростойкость и другие эксплуатационные свойства.

В статье приведены результаты изучения влияния микродобавок РЗМ на структуру низкоуглеродистых сталей, выплавленных в электропечи. РЗМ вводили в виде ферроцерия, куски которого заформовывали в экзотермический шлакообразующий брикет. Исследования показали, что микролегирование РЗМ уменьшает размеры зерна аустенита (от балла 5-6 до 6-7 по ASIM), феррита (от балла 6-7 до 7-8) и перлитных колоний (от балла 6-7 до 7-8). Кроме того, на 6-8% возрастает количество феррита.

Микролегирование РЗМ не изменяет положения A_{c1} , и понижает A_{c3} Температурная область перлитного распада аустенита понижается, время распада аустенита не изменяется. Все это, а также изменение состава и морфологии включений приводит к повышению относительного удлинения, сужения, ударной вязкости, временного сопротивления. горячей пластичности стали.

Модифицирование и микролегирование углеродистых и низколегированных сталей для литья, низко- и среднелегированных сталей для поковок малотоннажного производства является наиболее дешевым способом обеспечения высокого качества продукции. На физико-механические свойства сталей для отливок наиболее сильное влияние из вредных примесей, присутствующих в металле, оказывает сера. Обработка металла лигатурами, содержащими по отдельности или в комплексе щелочно- и редкоземельные металлы, во многих случаях позволяет достигать высокого уровня ударной вязкости и хладостойкости

										Лист
										88
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

при менее жестких критериях расхода модификаторов, в частности, РЗМ:

требуемый уровень свойств достигается при $(PЗМ)/(S) = 1,5-2,0$.

При содержании серы менее 0,01% обработка РЗМ сталей для литья, в отличие от деформируемых сталей, влияет на свойства незначительно.

Применение редкоземельных элементов при оптимальных расходе и технологи плавки обеспечивает существенное увеличение физико-механических и эксплуатационных свойств продукции широкого сортамента излитых и деформируемых сталей и сплавов. Это обусловлено повышением чистоты стали по неметаллическим включениям (оксидам, сульфидам, нитридам), изменением их состава, глобуляризацией и уменьшением размеров, снижением образования легкоплавких эвтектик и выделения сегрегаций, а также улучшением макро- и микроструктуры литых заготовок и отливок. Микролегирование РЗМ приводит к росту горячей пластичности в процессековки и прокатки сталей и сплавов, коррозионной и эксплуатационной стойкости металлопродукции. [25. с. 41-48.]

Данную технологию модифицирования стали, путём введения в расплав на разных этапах РЗМ, с целью улучшения физико-механических и эксплуатационных свойств, можно применить на предприятии ПАО «Ашинский метзавод». Эта технология обеспечивает высокое качество продукции, но в то же время увеличится себестоимость выпускаемой стали из-за большой стоимости РЗМ.

										Лист
										89
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

6.1 Общие требования охраны труда

Современное металлургическое предприятие является комплексом сложных цехов, характеризующихся большой энергонасыщенностью, электрификацией и автоматизацией производственных процессов. На заводах осуществляются сложные транспортные перевозки больших масс шихты и шлака, стали и чугуна, а также других различных грузов.

Металлургический завод — это производство с повышенной опасностью. Работники не знающие правила охраны труда и техники безопасности к работе на предприятии не допускаются. Все работники обязаны знать общие и специальные, предназначенные для каждого участка, правила охраны труда и техники безопасности.

Охрана труда — система сохранения жизни и здоровья работников в процессе трудовой деятельности, которая включает в себя правовые, социально-экономические, организационно-технические, санитарно-гигиенические, лечебно-профилактические, реабилитационные и другие мероприятия, направленные на обеспечение безопасных для жизни и здоровья человека условий труда.

На металлургических заводах проводят вводный инструктаж, первичный на рабочем месте, повторный, внеплановый и текущий инструктаж по охране труда.

Рабочие согласно правилам охраны труда, обеспечиваются специальной одеждой, рукавицами, обувью и другими защитными приспособлениями (текстолитовые или фибровые каски, подшлемники, щитки и маски из оргстекла, очки-светофильтры и т. п.). Согласно требованиям охраны труда, необходимо проводить профилактические медицинские осмотры.

Техника безопасности – система организационных, технических мероприятий и средств, направленных на предотвращение воздействия опасных производственных факторов на рабочих. [8, с 263-269]

К организационным мероприятиям относятся: инструктаж и обучение поступающих на работу и работающих безопасным и безвредным приемам работы; обучение навыкам пользования защитными средствами; разработка и внедрение регламента труда и отдыха. К техническим мероприятиям относятся: расчет, проектирование, изготовление и размещение оборудования, обеспечивающие благоприятные и безопасные условия труда; организация защиты, предохранительных устройств и ограждений; создание системы сигнализации, систем предупредительных знаков; создание индивидуальных средств защиты.

6.2 Анализ опасных производственных факторов

Опасный производственный фактор — производственный фактор, воздействие которого на работника может привести к его травме (высота, огонь, электрический ток, движущиеся предметы, взрыв).

									Лист
									90
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР				

К опасным физическим производственным факторам относятся:

- движущиеся машины и механизмы;
- различные подъемно-транспортные устройства и перемещаемые грузы;
- незащищенные подвижные элементы производственного оборудования (приводные и передаточные механизмы, режущие инструменты, вращающиеся и перемещающиеся приспособления и др.);
- отлетающие частицы обрабатываемого материала и инструмента;
- электрический ток;
- повышенная температура поверхностей оборудования и обрабатываемых материалов и др.

При эксплуатации электродуговой печи к опасным факторам можно отнести следующие:

а) постоянно действующие опасные факторы:

- электрический ток высокого напряжения;
- выплески жидкого металла или шлака в период загрузки шихты, замены электродов, перемешивания жидкого металла в печи.

б) факторы периодического действия:

- взрывы при попадании воды, в ванну печи;
- прорыв жидкого металла при перегреве кладки.

К средствам коллективной защиты относятся:

- средства защиты от поражения электрическим током (ограждения, изолирующие устройства, покрытия, предохранительные устройства, знаки предупреждения, световая и звуковая сигнализация);
- средства защиты от воздействия механических факторов (предохраняющие, сигнальные и тормозные устройства);
- средства защиты от попадания в подвижные и вращающиеся части оборудования (защитные кожухи и ограждения).

К средствам индивидуальной защиты относятся:

- спецодежда (суконные брюки, куртка, рукавицы, каска, и др.);
- средства защиты глаз (защитные очки с металлической сеткой);
- средства защиты органов дыхания (марлевые повязки, респираторы и др.).

6.3 Анализ вредных производственных факторов

Вредный производственный фактор — производственный фактор, воздействие которого на работника может привести к ухудшению самочувствия или его заболеванию (неблагоприятный микроклимат, повышенный уровень шума, вибрации, плохое освещение, неблагоприятный аэроионный состав воздуха).

Вредными физическими производственными факторами являются:

- повышенная или пониженная температура воздуха рабочей зоны;
- высокие влажность и скорость движения воздуха;
- повышенные уровни шума, вибрации, ультразвука
- различные излучения — тепловые, ионизирующие, электромагнитные, инфракрасные и др.

									Лист
									91
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР				

- запыленность и загазованность воздуха рабочей зоны;
- недостаточная освещенность рабочих мест, проходов и проездов;
- повышенная яркость света и пульсация светового потока.

К вредным производственным факторам при эксплуатации электродуговой печи относят:

- повышенную запыленность и загазованность воздуха;
- повышенный уровень шума и вибрации;
- повышенную температуру воздуха рабочей зоны;
- излучение электрической дуги;
- физическая и нервно-психическая перегрузки.

К средствам коллективной защиты относятся:

- средства нормализации воздушной среды (системы газоочистки и аэрации);
- средства нормализации освещения;
- средства защиты от теплоизлучения (теплоизоляционные покрытия ковшей, нагревательных стенов);
- средства защиты от воздействия химических факторов (герметизирующие, вентилирующие, очистные устройства);
- средства защиты от шума;
- средства защиты от вибрации (применение виброгасящих материалов);

К средствам индивидуальной защиты относятся:

- спецодежда (суконные брюки, куртка, рукавицы, каска, и др.);
- средства защиты глаз (защитные очки с металлической сеткой);
- средства защиты органов дыхания (марлевые повязки, респираторы и др.).

6.4 Взрыво- и пожароопасность при работе на металлургических предприятиях

Взрывоопасность - совокупность факторов, обуславливающих возможность образования взрывоопасной среды в объеме, превышающем 5% свободного объема помещения, и ее воспламенения. Такими факторами служат горючее вещество, окислитель и источник воспламенения. Понятие взрывоопасности относится к объектам, в которых возможны образование газо-, паро- или пылевоздушной взрывоопасной среды и взрыв, приводящие к их разрушению.

Пожарная опасность - возможность возникновения и развития пожара, а также его последствия, определяемые опасными для людей факторами и нанесенным материальным ущербом.

Определение пожарной опасности производства включает следующие этапы:

- определение пожарной опасности материалов;
- исследование опасности возникновения пожара;
- исследование опасности распространения пожара.

Определение категории производства по взрывной и пожарной опасности осуществляется в зависимости от взрывной и пожарной опасности веществ и материалов, которые хранятся на складах, транспортируются и используются в цехах, на рабочих местах и в агрегатах. Все производства делятся на пять

					22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР	Лист
						92
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

категорий: А, Б, В, Г, Д. В зависимости от категории производства предъявляются соответствующие требования к огнестойкости зданий и сооружений.

А также размещению их на территории предприятия, наличию средств пожаротушения и т.п., к устройству электрооборудования.

Согласно «Правилам устройства электроустановок» пространство всего помещения или части помещения, в котором могут образовываться взрывоопасные смеси или находятся в обращении горючие материалы, называется соответственно взрывоопасной или пожароопасной зоной. В помещении с производствами категорий А, Б электрооборудование должно удовлетворять требованиям, которые предъявляются к электроустановкам во взрывоопасных зонах.

В зависимости от частоты и длительности присутствия взрывоопасной смеси взрывоопасные зоны делят на шесть классов: В-I, В-Ia, В-I б, В-I г, В-II, В-II. Пожароопасные зоны делятся на четыре класса; П-I, П-II, П-II, а, П-III. Правильное распределение зон на классы является очень важным, так как от этого зависит выбор общепромышленного или взрывозащищенного электрооборудования.

Пожарную и взрывоопасность представляют все основные производства предприятий черной металлургии. Определенную сложность на объектах черной металлургии вызывает категорирование в соответствии с требованиями НПБ 105-95 [2] доменных, сталеплавильных, прокатных и других цехов, имеющих большие площади. В указанных цехах пожароопасные помещения (кабельные подвалы, маслоподвалы, туннели и т.д.), расположенные ниже нулевой отметки, как правило, занимают более 10% общей площади здания и значительно превышает 3500 м². В связи с этим здание по пожарной опасности должно быть отнесено к категории В и выполнено не ниже II степени огнестойкости. В соответствии с СНиП 2.01.02-85 [26] в зданиях II степени огнестойкости колонны должны иметь предел огнестойкости не менее 0,75 ч, что для цехов черной металлургии невыполнимо. Применение железобетонных колонн исключается из-за наличия мостовых кранов, создающих значительные нагрузки, а нанесение на металлические колонны огнезащитных покрытий дорого и практически невыполнимо из-за больших площадей цехов. Поэтому нормативными документами разрешено при определении категорий пожарной опасности цехов черной металлургии не включать площади пожароопасных подвальных помещений в состав общей площади цеха при условии выполнения следующих мероприятий:

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

При выполнении данных условий все основные цеха (доменные, сталеплавильные, прокатные и др.) относятся к категории Г. Однако по пожароопасным свойствам применяемых в помещениях веществ и материалов некоторые помещения могут иметь и более высокую категорию. [2, 3]

Пожарная опасность сталеплавильного производства.

Пожарная опасность сталеплавильного производства характеризуется наличием большого количества жидкого металла, а также наличием горючих отходящих газов, кабельных коммуникаций, маслоподвалов и маслотуннелей. В сталеплавильных цехах могут происходить взрывы и выбросы жидкого металла в результате загрузки в сталеплавильные печи и конвертеры влажного металлолома и шихты. Загрузка металлолома, например, в конвертеры осуществляется одной или двумя порциями (совками) и сразу после этого производится заливка чугуна. После заливки чугуна вся масса металлолома оказывается под жидким чугуном, в результате чего происходит интенсивное испарение влаги и выброс расплавленного металла. Выбросы жидкого металла могут происходить также и в том случае, когда в жидкий металл вводят влажные раскислители и легирующие материалы. При прогаре футеровок сталеплавильных агрегатов и фурменных аппаратов также возникает вероятность взрыва с выбросом жидкого металла при контакте расплавленного металла с влажными материалами. При выбросе расплавленного металла может быть источником воспламенения горючих материалов и способствует снижению несущей способности конструкций здания цеха. Значительную пожарную опасность представляют печные масляные трансформаторы. Кабели или гибкие ленты токопроводов защищают от действия прямого теплового излучения при помощи асбестовых щитов, или даже применением водоохлаждаемых токопроводов. [10. с 55-62], [13]

Для устранения причин пожаров и взрывов в черной металлургии проводятся технические, эксплуатационные, организационные и режимные мероприятия.

Технические мероприятия: соблюдение противопожарных правил и норм при проектировании зданий, при устройстве электропроводов и оборудования, отопления, вентиляции, освещения, правильное размещение оборудования.

Эксплуатационные мероприятия - своевременная профилактика, осмотры, ремонты и испытание технологического оборудования.

Организационные мероприятия: предусматривают правильную эксплуатацию машин и внутризаводского транспорта, правильное содержание зданий, территории, противопожарный инструктаж и тому подобное.

Режимные мероприятия - запрещение курения в неустановленных местах, запрещение сварочных и других огневых работ в пожароопасных помещениях и тому подобное. [17. с 124-133]

					22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР	<i>Листы</i>
Изм.	Листы	№ докум.	Подпись	Дата		94

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В выпускной квалификационной работе изучены особенности технологии производства стали марки 40. Все поставленные задачи выполнены: изучены характеристики стали 40 и оборудования используемого при производстве, а также рассчитан материальный баланс плавки и тепловой расчёт печи.

Технологический процесс производства включает следующие этапы:

- подготовку шихты;
- загрузку шихты в печь с помощью конвейера consteel;
- выплавку полупродукта в ДСП;
- доводку до заданных параметров в АКП;
- разливку в слябы на МНЛЗ.

Электрометаллургия стали является приоритетным направлением развития металлургического производства.

В настоящее время электродуговые печи являются самыми эффективными и экологически чистыми сталеплавильными агрегатами, используемыми для массового производства, стали с повышенными потребительскими свойствами.

Электроплавильные печи имеют преимущества по сравнению с другими плавильными агрегатами. В электропечах можно быстро нагревать, плавить и точно регулировать температуру металла, создавать окислительную, восстановительную, нейтральную атмосферу или вакуум. В этих печах можно выплавлять сталь и сплавы практически любого состава, более полно раскислить металл с образованием минимального количества неметаллических включений–продуктов раскисления. Поэтому электропечи используют для выплавки конструкционных сталей ответственного назначения, высоколегированных, инструментальных, коррозионностойких (нержавеющих) и других специальных сталей и сплавов.

										Лист
										95
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР					

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Межгосударственный стандарт ГОСТ 1050-2013.Metalлопродукция из нелегированных конструкционных качественных и специальных сталей / 2013. – 35 с.
- 2 Нормы пожарной безопасности НПБ 105-95. Определение категорий помещений и зданий по взрывопожарной и пожарной опасности / ГУГПС МВД России 1995. – 24 с.
- 3 Свод правил СП 12.13130.2009. Определение категорий помещений, зданий и наружных установок по взрывопожарной и пожарной опасности / ФГУ ВНИИПО МЧС России, 2009. – 35 с.
- 4 Технологическая инструкция «Выплавка полупродукта в ДСП «DANIELI» с конвейерной подачей лома» ТИ 123-Э-01-2015 – ПАО «Ашинский метзавод», 2015. – 32 с.
- 5 Технологическая инструкция «Внепечная обработка стали на агрегате ковш-печь» ТИ 123-Э-10-2016 – ПАО «Ашинский метзавод», 2016. – 36 с.
- 6 Технологическая инструкция «Разливка стали на слябовой машине непрерывного литья заготовок» ТИ 123-Э-15-2013 – ПАО «Ашинский метзавод», 2013. – 55 с.
- 7 Братковский, Е. В. Электрометаллургия стали и спецэлектрометаллургия: Учебное пособие для студентов / Е. В. Братковский, Заводяный А. В. – Новотроицк: НФ МИСиС, 2008. – 115 с.
- 8 Бабич, В. К. Основы металлургического производства (чёрная металлургия) / Бабич В. К., Лукашкин Н. Д., Морозов А. С. – М.: Металлургия, 1988. – 272 с.
- 9 Воскобойников, В. Г. Общая металлургия: Учебник для вузов / Воскобойников В. Г., Кудрин В. А., Якушев А. М. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2002. -768 с.
- 10 Глиняная, Н. М. Анализ опасных и вредных производственных факторов в литейном производстве: методические указания для студентов специальностей ЛП, ОЛП / Глиняная Н. М. – Краматорск : ДГМА, 2014. – 103 с.
- 11 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.
- 12 Дюдкин, Д. А. Современная технология производства стали / Дюдкин Д. А., Кисиленко В. В. – М.: «Теплотехник», 2007. – 528 с.
- 13 Зиньковский, М. М. Безопасность производственных процессов в черной металлургии / М. М. Зиньковский – М.: Металлургия, 2002. – 480с.
- 14 Калмыков, В. А. Электрометаллургия стали: Учеб. Пособие / В. А. Калмыков, В. П. Косарев – СПб.: Изд-во СПбГТУ, 1999. – 292 с.
- 15 Капуткин Е. Я Атлас дефектов стали. Пер. с нем. / Е. Я. Капуткин, М. Л. Бернштейн – М.: «Металлургия», 1979. – 188 с.
- 16 Кудрин, В. А. Внепечная обработка чугуна и стали / В. А. Кудрин – М.: Металлургия, 2001. – 336с.
- 17 Овчаренко, В. Л. Конспект лекций по дисциплине «Охрана труда в отрасли» / В. Л. Овчаренко – Донецк, ДонНТУ, 2015. – 139 с.

					22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		96

18 Поволоцкий, Д. Я. Электрометаллургия стали и ферросплавов: Учебник для вузов / Д. Я. Поволоцкий, В. Е. Рошин, Н. В. Мальков – М.: Metallurgy, 1995. – 592 с.

19 Расщупкин, В. П. Дефекты металла: Учебное пособие по дисциплине «Материаловедение и ТКМ» для механических специальностей вузов / В. П. Расщупкин, М. С. Корытов. – Омск: Изд-во СибАДИ, 2006. – 37 с.

20 Рябов, А. В. Расчёт процесса электроплавки: Учебное пособие / А. В. Рябов, И. В. Чуманов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. – 175с.

21 Рябов, А. В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах: Учебное пособие / И. В. Чуманов, М. В. Шишимиров. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2007. – 188с.

22 Сорокин, В. Г. Марочник сталей и сплавов / А. В. Волоснякова, С. А. Вяткин и др.; Под общ. ред. В. Г. Сорокина. – М.: Машиностроение, 1999. – 640с.

23 Чуманов, И. В. Внепечная обработка стали: Учебное пособие / И. В. Чуманов, А. В. Рябов – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2002. – 43с.

24 Юсфин, Ю. С. Metallurgy железа: учебник для вузов / Ю. С. Юсфин, Н. Ф. Пашков – М.: ИКЦ «Академкнига», 2007. – 464 с.

25 Журнал «Metallurg» №1, 2016. – 120 с.

26 Строительные нормы и правила СНиП 2.01.02-85. Противопожарные нормы / Госстрой СССР. – М.: АПП ЦИТП, 1991. – 13 с.

					22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		97