

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

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой

_____ В.А. Пашнев
_____ 2017 г.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ЦИКЛА ПРОИЗВОДСТВА
СТАЛИ 10Г2С1

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА К ВЫПУСКНОЙ
КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ – 22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Консультант
Безопасность жизнедеятельности
Кандидат технических наук
_____ В.А. Пашнёв
«_____» _____ 2017 г.

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

Автор проекта
студент группы ДО-489
_____ А.С. Лукьянов
_____ 2017 г.

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

Челябинск 2017

АННОТАЦИЯ

Лукьянов А.С. Разработка технологического цикла производства стали марки 10Г2С1 - Челябинск: ЮУрГУ, Базовая кафедра МП; 2017, 91 с., 7 ил., библиогр. список - 9 наим., 6 листов чертежей ф. А1.

В выпускной квалификационной работе разработан технологический цикл производства стали 10Г2С1 путём получения полупродукта в ДСП с дальнейшей внепечной обработкой на АКП в условиях электросталеплавильного цеха №2 на ПАО «Ашинский метзавод».

В данной работе описаны: назначение сплава, технология выплавки, оборудование и сырье для производства заданной марки, используемые огнеупорные материалы.

Изучен дефект готовой слябовой продукции: местное охрупчивание. Рассмотрены зарубежные аналоги стали марки 10Г2С1, возможные направления модернизации производства.

В работе так же предусмотрены мероприятия по охране труда и технике безопасности.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>				
Разраб.		Лукьянов А.С.			Разработка технологического цикла производства стали марки 10Г2С1	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
Провер.		Пашнёв В.А.					5	91
Реценз.						ЮУрГУ г. Челябинск базовая кафедра МП		
Н. Контр.		Хардукаш						
Утверд.								

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	7
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	9
1.1 Описание сплава.....	9
1.2 Назначение выплавляемого сплава.....	11
1.3 Описание технологии выплавки сплава и работы оборудования.....	12
1.3.1 Выбор оборудования для выплавки.....	12
1.3.2 Выбор шихты для выплавки.....	17
1.3.3 Выбор огнеупорных материалов.....	18
1.3.4 Технологическая карта (схема) выплавки.....	19
1.3.5 Контроль качества продукции.....	22
2 РАСЧЁТНАЯ ЧАСТЬ.....	24
2.1 Материальный баланс плавки.....	24
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА.....	79
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ.....	80
5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА.....	82
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ.....	83
6.1 Общие требования охраны труда.....	83
6.2 Анализ опасных производственных факторов.....	85
6.3 Анализ вредных производственных факторов.....	87
6.4 Кондиционирование воздуха.....	88
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	90
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	91

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		6

ВВЕДЕНИЕ

Большое количество металлургических предприятий России были построены в начале прошлого века. Оборудование, которое использовали для строительства заводов и комбинатов, находилось на пике отечественных и зарубежных разработок. В наше время оборудование, которое применяют на многих металлургических предприятиях, не позволяет получать сталь требуемого качества и количества, что определяет отечественные позиции на мировом рынке производства стали и сплавов. Поэтому сейчас особо остро стоит проблема реконструкции и модернизации отечественных предприятий черной металлургии.

Развитие машиностроения и строительной индустрии, создание автоматизированных процессов металлообработки, необходимость снижения ресурсов на производство черных металлов потребовали от металлургов принципиально пересмотреть взгляды на технологию выплавки стали. Совокупность новых технологических приемов в общем виде сводится к получению стали, чистой по неметаллическим включениям и примесным элементам, ухудшающим регламентируемые свойства металлопродукции, с минимальными колебаниями для заданной марки стали химического состава в пределах одного слитка, одной плавки и от плавки к плавке. При этом должны быть гарантированы соответствующая микроструктура и бездефектная поверхность заготовки. Решение такой, технологически сложной совокупности задач возможно различными путями, выбор которых ограничивается необходимостью обеспечения минимальных издержек производства. В настоящее время высокий уровень качества стали многих марок достигается в основном в результате технологических операций, производимых в ковше.

В данной области технологии за последние четыре десятилетия произошли существенные изменения, которые революционизировали не только практику сталеварения, но и повлияли на формирование многих теоретических представлений[2].

Можно считать, что зарождением внепечной обработки металла явилось применение частичного раскисления металла в ковше с целью не только экономии ферросплавов, но и повышения качества стали, в частности, из-за уменьшения газов. Методы раскисления металла в ковше постоянно совершенствовались, и в настоящее время использование раскислителей с подачей их в плавильный агрегат является свидетельством отсталости техники и технологии сталеварения.

Внепечное раскисление стали позволило снизить на 30-70% расход ферросплавов, для некоторых марок, улучшить качество, уменьшить колебания химического состава в пределах требований к одной и той же марке стали, улучшить работу по заказам.

					<i>22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		7

Некоторые затруднения по обеспечению равномерного распределения внесенных при раскислении элементов и температуры по объему ковша были успешно преодолены в случае продувки инертными газами.

Поэтому, было закономерным появление установки «ковш-печь», представляющей собой сталеразливочный ковш, оборудованный специальными устройствами для проведения нагрева металла до заданной температуры и обработки его различными порошкообразными материалами для рафинирования от нежелательных элементов, находящихся в растворе, и неметаллических включений, а также для раскисления и легирования. В этой технологии сконцентрированы ранее разработанные технологические операции (обработка стали инертными газами, раскисление и легирование в ковше, обработка металла порошкообразными материалами и т.д.), и в сочетании с дополнительным подогревом она стала довольно универсальной и эффективной для повышения качества стали, что особенно нужно при непрерывной разливке.

Цель работы заключается в разработке технологического цикла производства марки стали 10Г2С1 в условиях предприятия ПАО «Ашинский метзавод».

Для достижения поставленной цели необходимо выполнить следующие задачи:

1. Описать марку стали марки 10Г2С1;
2. Рассмотреть оборудование, на котором производится данная марка стали;
3. Изучить технологию выплавки стали марки 10Г2С1;
4. Рассчитать материальный баланс стали марки 10Г2С1;
5. Рассмотреть возможные дефекты конечного продукта производства, в частности местное охрупчивание;
6. Изучить зарубежный опыт производства подобной продукции;
7. Проанализировать опасные и вредные производственные факторы.

Данная тема выпускной квалификационной работы актуальна по сей день, так как сталь марки 10Г2С1 используют для трубопроводов, сосудов под давлением. Данные конструкции имеют широкое применение в жизни, изготавливают их из вышеупомянутой марки стали благодаря её свойствам, которые рассмотрены в работе.

					150400.62.2016.881.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		8

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Описание стали марки 10Г2С1

Сталь 10Г2С1 является низколегированной конструкционной сталью для сварных конструкций. Она имеет повышенную коррозионную стойкость, прочность, а так же удовлетворительно сваривается. Поэтому её применяют для сварных мостов, газопроводов, сосудов под давлением, частей паровых котлов и других ответственных сооружений, которые должны быть сверхпрочными и надёжными.

Точный химический состав приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав стали 10Г2С1 (ГОСТ 19281–89), %

C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Cu	Fe
До 0,12	0,9-1,2	1,3 - 1,65	До 0,3	До 0,04	До 0,035	До 0,3	До 0,3	96

Основные легирующие элементы в данной марки стали это марганец и кремний.

Марганец связывает серу в соединение MnS, препятствуя образованию вредного соединения FeS. Так же, марганец раскисляет сталь. При высоком содержании марганца в стали она приобретает большую твёрдость, сопротивление износу, и благоприятно влияет на ковкость и свариваемость стали.

Повышенное содержание кремния значительно улучшает упругие свойства, магнитопроницаемость, сопротивление коррозии и стойкость против окисления при высоких температурах. В комбинации с марганцем кремний обеспечивает более высокую закаливаемость стали.

Свойства стали 10Г2С1:

- температураковки: начала 1200 °С, конца 850 °С;
- свариваемость материала: без ограничений. Способ сварки: РДС, АДС под флюсом и газовой защитой, ЭШС;
- флокеночувствительность: не чувствительна;
- склонность к отпускной хрупкости: не склонна;
- рабочая температура деталей и металлических конструкций данной марки стали от -70 °С до +450 °С [7].

Механические свойства стали представлены в таблице 2.

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

Таблица 2 - Механические свойства стали 10Г2С1

Состояние поставки	Сечение, мм	Предел текучести $\sigma_{0,2}$, МПа	Предел прочности при растяжении σ_b , МПа	Относительное удлинение δ_5 , %
Сортовой и фасонный прокат	<5	355	490	21
	5-10	345	490	
	10-20	335	480	
Листы и полосы	20-32	325	470	21
	32-60	324	450	
	60-100	295	430	

Температура критических точек стали приведены в таблице 3.

Таблица 3 - Температура критических точек стали 10Г2С1

Критическая точка	°С
Ac1	763 - 745
Ac3	920 - 927
Ar3	790 - 820
Ar1	640 - 735

Ударная вязкость стали 10Г2С1 при разных температурах представлена в таблице 4.

Таблица 4 - Ударная вязкость стали 10Г2С1

Состояние поставки	Сечение, мм	T= +20 °С	T= -40 °С	T= -70 °С
Сортовой и фасонный прокат	5-10	KCU 64	KCU 39	KCU 29
	10-20	59	29	24
	20-100	59	29	-
Листы и полосы	5-10	KCU 64	KCU 39	KCU 29
	10-100	59	29	24

1.2 Назначение выплавляемой стали

Сортамент конструкционной легированной стали:

- Сортовой прокат, том числе фасонный ГОСТ 19281-89, ГОСТ 2590-2006, ГОСТ 2591-2006, ГОСТ 8509-93, ГОСТ 8239-89, ГОСТ 8510-86;
- Лист толстый ГОСТ 19282-73, ГОСТ 19903-74, ГОСТ 5520-79;
- Лист тонкий ГОСТ 17066-94, ГОСТ 19904-90;
- Полоса ГОСТ 82-70;
- Трубы ГОСТ 14-21-77.

Назначение: различные детали и элементы сварных металлоконструкций, работающие при температуре от $-70\text{ }^{\circ}\text{C}$ до $+475\text{ }^{\circ}\text{C}$ под давлением, например, аппараты, сосуды и части паровых котлов

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		11

1.3 Описание технологии выплавки стали марки 10Г2С1 и работы оборудования

1.3.1 Выбор оборудования для выплавки

Выплавку стали предлагается производить в дуговой сталеплавильной печи (ДСП-120) по технологии процесса Consteel.

Технология Consteel представляет собой выплавку электростали с непрерывной загрузкой горячей шихты в сталеплавильную печь [8]. Она имеет две главные особенности, которые делают ее отличной от большей части других технологий расплавления скрапа в ДСП: предварительный подогрев и непрерывная загрузка шихты. Это обеспечивает следующие преимущества для производителя металлопродукции: быструю окупаемость инвестиций; снижение производственных затрат; высокую производительность и гибкость производства; снижение отрицательного влияния на окружающую среду и безопасность для персонала.

Установка подогрева и непрерывной загрузки в электродуговую печь по технологии «Consteel» представлена на рисунке 1. Технические характеристики представлены в таблице 5.

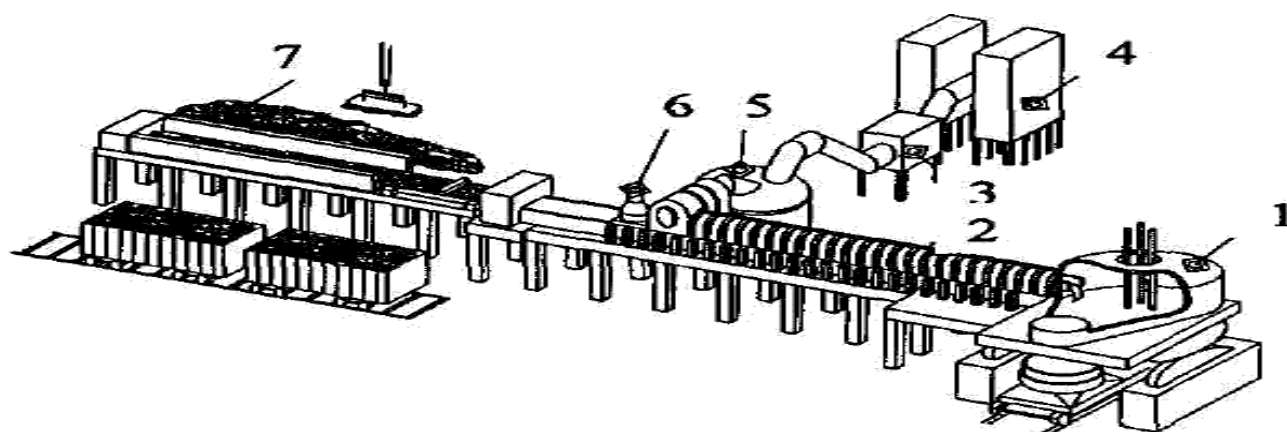


Рисунок 1 – Установка подогрева и непрерывной загрузки в электродуговую печь по технологии «Consteel»:

1 - электродуговая печь; 2 - зона нагрева шихты печными газами; 3 - камера охлаждения отходящих газов; 4 - мешочные фильтры; 5 - камера дожигания отходящих газов; 6 - динамическое уплотнение; 7 - зона загрузки.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Лист

12

Таблица 5 – Технические характеристики конвейера

Номинальный размер установки (ширина по днищу поддона)	2,000 мм
Высота конвейера	800 мм
Длина подогревательной секции установки	~ 26 м
Длина загрузочного конвейера	71 м
Длина соединительного тележечного конвейера	5 м
Регулирование скорости скрапа	Посредством инвертеров
Скорость скрапа на конвейерах	до 5,5 м/мин.
Плотность скрапа на конвейере (средняя)	0,7 т/м ³

Дуговая сталеплавильная печь - электрическая плавильная печь, в которой используется тепловой эффект электрической дуги для плавки металлов и других материалов. Она состоит из плавильной ванны (рабочего пространства), регулятора мощности дуги, вспомогательных технологических механизмов, позволяющих открыть или закрыть свод печи, и наклонной платформы для того чтобы стенда собрать шлак и выпустить расплавленный металл. Общие характеристики агрегата представлены в таблице 6.

Таблица 6 – Общие характеристики агрегата

Тип печи	Переменного тока с полной платформой
Система загрузки скрапа	система непрерывной загрузки - CONSTEEL
Тип выпуска жидкого металла	эркерный
Сталь на выпуске	120 т
Зеркало расплавленного металла	50 т
Диаметр кожуха	6800 мм
Внутренний диаметр панелей	6900 мм
Тип панелей	стальные и медные (нижние) трубы
Угол выпуска	20°
Угол спуска шлака	-15°
Угол выпуска	20°
Угол спуска шлака	-15°
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

Технические характеристики наклонной платформы приведены в таблице 6.

Таблица 7 – Технические характеристики наклонной платформы

Межцентровое расстояние люлек	7400 мм
Радиус изгиба люльки	5230 мм
Ширина люльки	400/680/600 мм
Расстояние между центровыми осями печи и люльки	350 мм
Диаметр роликов	700 мм
Тензодатчики	4 штук
Точность системы взвешивания	0.5 %

Агрегат ковш-печь, также называется агрегатом комплексной обработки стали (АКОС) – это звено в единой технологической схеме с дуговой печью, для доведения металла в ковше, после его выпуска из плавильного агрегата, до заданной температуры и химического состава. Технические данные агрегата ковш-печь представлены в таблице 8.

В агрегате проводятся операции окончательного раскисления, десульфурации, легирования и модифицирования. Ковш накрывается водоохлаждаемым или футерованным сводом с отверстиями для введения графитированных электродов, подачи присадок и контроля процесса, наводят свежий высокоосновный шлак, обладающий высокой десульфурующей способностью и защищающий металл от вторичного окисления окружающей атмосферой [3].

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		14

Таблица 8 - Основные технические данные агрегата ковш-печь

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

В сталеплавильном цехе имеется отделение непрерывной разливки стали со слябовой машиной непрерывного литья заготовок фирмы «STB». Технические характеристики представлены в таблице 9.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
						15
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 9 - Технические характеристики слябовой МНЛЗ

Количество ручьев, шт	1
Радиус разливочной дуги, м	8
Металлургическая длина машины, м	25,87
Размерный сортамент отливаемых слябов: толщина, мм ширина, мм минимальная длина, мм	180 – 240 900 – 1600 4500
Скорость разливки	0,8–1,54 м/мин – для сляба толщиной 180 мм 0,7–1,05 м/мин – для сляба толщиной 240 мм
Емкость сталеразливочного ковша, т	110
Вес плавки, т	100
Цикл разливки, мин	50–60
Емкость промежуточного ковша, т	27–30
Кристаллизатор	прямой с изменением ширины и толщины
Механизм качания	гидравлический с сервоклапанами
Тип машины	радиальная с вертикальным участком
Резказаготовки	автоматическим агрегатом с газовым резаком

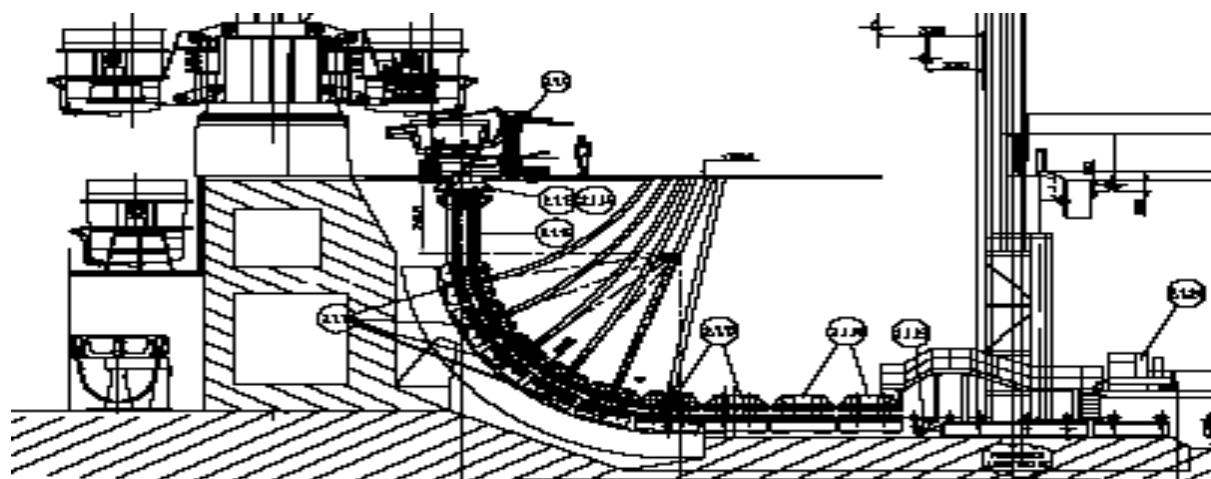


Рисунок 2 - устройство слябовой МНЛЗ

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 [5].

Расчет максимальных скоростей разливки выполняется отдельно для толщин слябов 180 мм и 240 мм при этом максимально допустимые скорости разливки рассчитаны из условия принятой конструктивно металлургической длины МНЛЗ, равной 25,87 м, чтобы жидкая фаза слитка не попала в зону действия машины газовой резки.

1.3.2 Выбор шихты для выплавки

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

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

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

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

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

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

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

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

Шихтовые материалы перед использованием на плавку должны быть взвешены.

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

											Лист
											17
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР						

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

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

Для производства стали марки 10Г2С1 используются следующие сырьевые материалы:

- 1) Стальной лом;
- 2) Отходы групп А-2, У-13;
- 3) Легирующие и раскислители: ферросилиций ФС90, ферромарганец ФМн90, феррохром ФХ100, алюминий высокой чистоты А97.

Так же в дуговую печь загружают известь в количестве 24 кг/т и агломерат.

1.3.3 Выбор огнеупорных материалов

Футеровка дуговых сталеплавильных печей состоит из трёх основных частей: подины, кладки стен и свода. Основанием футеровки, вмещающим ванну печи, служит подина, играющая существенную роль при плавке стали.

При перемешивании жидкой ванны подина подвергается размывающему действию расплавленной стали.

Наконец, подина должна иметь тепловое сопротивление, достаточное для того, чтобы обеспечить минимальный температурный перепад по глубине ванны.

Тепло в печи выделяется в дугах, у поверхности металла, и тепловой поток направлен от поверхности к подине. При установившемся тепловом режиме ванны значение этого теплового потока определяется тепловыми потерями через подину, которые обуславливают температурный перепад по высоте металла. Ввиду этого подину дуговой печи выполняют из трёх слоёв :

- 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.

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

Основные материалы, используемые для футеровки ДСП:

1. Периклазовый кирпич (MZ-91);
2. Периклазоуглеродистый кирпич (MayCarb 573-CY, MayCarb 416-BX, MayCarb 572-GX, MayCarb 415-BX, MayCarb 413-BX);
3. Набивная масса (JENEARTH355D, JENEARTH30BA);
4. Порошок (Theramer Fill 226);
5. Заправочный материал (JEFRIT GM-1);
6. Магнетитовый порошок (DALRAM P-86).

1.3.4 Технологическая карта выплавки

Производство стали марки 10Г2С1 в условиях электросталеплавильного цеха №2 ПАО «Ашинский метзавод» имеет следующую технологическую схему (рисунок 3):

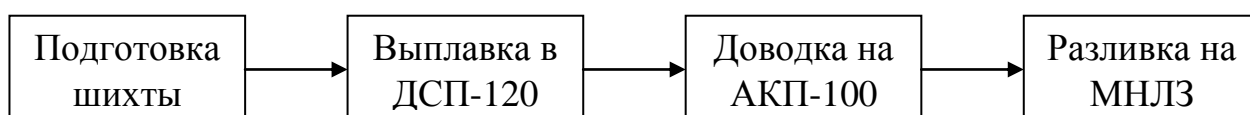


Рисунок 3 - Технологическая схема выплавки

1) Подготовка шихты.

Перед завалкой шихты в печь сталевар должен произвести расчёт шихты и занести его в плавильную карту. Плавку шихтуют из расчёта получения в металле после расплавления значений массовых долей химических элементов не выше заданных в марке стали.

В состав шихты может вводиться никель, медь и другие легирующие элементы на нижний предел марочного состава. Шихтовку плавки по массовой доле углерода производят чугуном или коксом. Загрузка металлошихты производится загрузочной бадьей и с конвейера. Часть шлакообразующих материалов (2-3т) вводится вместе с металлоломом в загрузочную бадью, остальное количество - в печь по ходу плавки порциями массой от 150 до 250 кг. Общий расход извести должен составлять от 5 до 6 тонн на плавку.

2) Выплавка в ДСП-120.

После завалки металлошихты свод переводят в рабочее положение. Electroды опускают через отверстия свода и осуществляется плавление за счёт теплоты электрических дуг, возникающих между электродами через жидкий металл или металлическую шихту. После периода расплавления в печи образуется слой металла и шлака. Шлак скачивают через шлаковую лётку (рабочее окно), постоянно присаживая шлакообразующие с целью удаления фосфора из расплава. Шлак вспенивают углеродосодержащими материалами для лучшей его скачиваемости и уменьшения угара металла.

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

Так же в жидкую сталь добавляют раскислители и легирующие добавки, чтобы добиться нужного химического состава.

Выпуск готовой стали в сталеразливочный ковш осуществляется через сливной желоб путём наклона рабочего пространства. После чего сталеразливочный ковш отправляется на доводку в агрегат ковш-печь.

3) Доводка в АКП-100.

В предварительно разогретый тигель-ковш заливают металл из сталеразливочного ковша. При этом как можно тщательнее отделяется шлак. Производится стыковка аргонопровода с ковшом для донной продувки. Опускается свод на ковш, состыковав газоход с газоотводящим патрубком свода. Нагрев металла начинается с более низких ступеней мощности и переходит к более высоким ступеням после образования достаточно жидкоподвижного шлака. После этого измеряют температуру металла, отбирают пробу металла и шлака. По результатам химического анализа определяют последующий режим обработки и производят доводку до химического состава стали вводом ферросплавов, наведением рафинирующего шлака. Для марок стали с массовой долей углерода в готовом металле более 0,12 % используют углеродсодержащие материалы (фракции до 5мм), присаживаемые на поверхность шлака равномерно по всему зеркалу шлака порциями от 10 до 50 кг в зависимости от заданной массовой доли углерода в выплавляемой марке стали [4]. Для раскисления шлака сталей с содержанием углерода в готовом металле менее 0,12 % используют гранулированный или дробленый алюминий, алюминий содержащий концентрат, либо алюмо-шлаковые брикеты.

Присадки ферросплавов производят в следующем порядке:

- добиваются получения однородного высокоосновного хорошо раскисленного жидкоподвижного шлака;
- устанавливают повышенный расход аргона (до 25 м³/ч);
- вносят присадки порций ферросплавов, визуально контролируя их прохождение и усвоение;
- через 2 минуты после прохождения последней порции, расход аргона уменьшают.

Рекомендуемая масса разовой порции ферросплавов – не более 100 кг. Корректировка содержания массовой доли углерода в металле производится путем присадки углеродсодержащих материалов фракции 0,5 – 10 мм, через систему сыпучих материалов, на продувочное пятно (порциями, массой не более 50 кг), или вводом углеродсодержащих материалов через устройство для вдувания порошкообразных материалов. Окончательную корректировку химического состава стали, вне зависимости от количества присаживаемых материалов, производят не позднее, чем за 10 минут до окончания обработки металла на АКП [2].

Показанием к окончанию процесса является достижение заданной температуры, при обеспечении заданного химического состава стали.

											Лист
											20
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата							

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

После получения положительного анализа последней пробы и оптимальной температуры сталь из тигель-ковша через шиберный затвор выливается в сталеразливочный ковш, который отправляется на МНЛЗ.

4) Разливка в МНЛЗ.

При практической эксплуатации осуществляется разливка с применением защитной трубы и погружного стакана, а так же аргона с добавкой разливочного порошка. Для проведения одной серии разливки стали на МНЛЗ требуется один промежуточный ковш вместимостью 27-30 тонн. Осуществление режима работы «плавка на плавку» требует использования двух промежуточных ковшей. Это достигается наличием поворотного стенда с независимым подъемом кронштейнов для приема стальковша, системой взвешивания стальковша и манипуляторами крышек. Для обеспечения надежной и бесперебойной работы МНЛЗ стенд имеет в составе оборудования тележку промежуточного ковша полупортального типа с системой взвешивания, подъема промежуточного ковша, а так же снабжен системой управления стопором и устройством быстрой смены погружного стакана.

Для охлаждения стали используется прямой кристаллизатор с изменением ширины и толщины, оборудованный подвесными роликами, а так же высокочастотным механизмом качания гидравлического типа с изменяемой амплитудой и формой кривой качания. Используется затравка цепного типа.

Направляющая ручья представляет собой секционированную роликовую систему с приводными и не приводными роликами, а так же гидравлическим разведением верхних траверс и автоматическим подсоединением энергоносителей. МНЛЗ имеет автоматическую систему с челночным рольгангом и системой уборки шлама. Резка непрерывнолитой заготовки на мерные длины осуществляется машиной газокислородной резки портального типа.

Для осуществления процесса непрерывной разливки стали следует выполнить следующие операции. После предварительного охлаждения необходимо осуществить снятие крышки, стопорного механизма, стопора, системы быстрой замены погружного стакана. Эти операции проводятся без специальных стендов и могут выполняться на любом свободном участке рабочей площадки. Операция сушки и разогрева промежуточного ковша производится на специальном стенде. Таких стендов установлено два, что обеспечивает требуемую производительность и сокращение затрат при непрерывной разливке.

К подготовительным операциям так же относятся: удаление скрапа на стенде выдавливания, очистка ковша от остатков металла, шлака и торкретмассы, установка стакана дозатора, системы быстрой смены погружного стакана, уплотнение стакана дозатора огнеупорной массой, установка бойной плиты и струегасителя. После этого производится торкретирование, оборудование промежуточного ковша крышкой, установка стопорного механизма и стопора с регулировкой. Сушка и разогрев осуществляются по установленному режиму.

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

Во время работ по переоборудованию, которые необходимы между двумя сериями разливки, для подготовки МНЛЗ к следующей операции разливки производят следующие работы: выдачу остатка слитка после закрытия стопоров промежуточного ковша, введение затравки снизу, уплотнение головки затравки. После этого установка готова к разливке следующей серии. Продолжительность подготовительного времени зависит от скорости разливки и составляет около 65 минут.

Целью непрерывной разливки стали является получение заготовок высокого качества. Заготовки отличаются однородностью как в пределах одной разлитой плавки, так и по сечению, свободны от неметаллических включений и усадочной раковины, имеют мелкозернистую, благоприятную для дальнейшей обработки первичную структуру, а так же хорошую поверхность и незначительные отходы[5].

1.3.5 Контроль качества продукции

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

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

При плавке в ДСП через регулярные промежутки времени производятся ручные или автоматические замеры температуры, которые сравниваются с заданными значениями.

При стабильной работе установки «Consteel» температурные замеры осуществляются всего несколько раз и в основном приходится на последние минуты перед выпуском. Состав стали обычно определяется дозированным смешиванием загружаемого лома и чугуновых чушек.

Сталеразливочные ковши, используемые для обработки стали на АКП, должны быть подготовлены и разогреты в соответствии с требованиями технологической инструкции "Футеровка и сушка сталеразливочных ковшей для агрегата «печь-ковш»".

При доводке стали в агрегате ковш-печь необходимо следить за расходом аргона, а так же своевременно замерять температуру жидкой стали и брать пробу для контроля химического состава.

На МНЛЗ готовят ёмкости для аварийного слива металла. Наличие влаги, шлака, металла в них не допускается. Проверяют наличие рабочего инструмента, шлакообразующей и теплоизолирующей смеси на рабочей площадке разливки. Содержание влаги в шлакообразующей и теплоизолирующей смесях должно быть не более 0,5%. Контроль, отбор проб и доставка их в ЦЗЛ осуществляется ОТК.

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

Так же на МНЛЗ выполняют следующие операции:

- проверяют готовность электросхем, гидросистем, аварийных систем;
- проверяют давление воды, сжатого воздуха, природного газа и кислорода, аргона;
- проверяют расходы воды на охлаждение кристаллизатора, узлов и механизмов МНЛЗ;
- проверить исправность работы пароотсоса;
- устанавливают рецепт разливки согласно заданной марки стали и заданного сечения.

Измерение температуры жидкой стали, в промежуточном ковше на МНЛЗ осуществляет разлищик стали.

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

2 МАТЕРИАЛЬНЫЙ БАЛАНС ПЛАВКИ

2.1 Расчёт шихты

Таблица 10 - Химический состав стали 10Г2С1 (ГОСТ 4543-71), %

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

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

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

На основании выше изложенного даем в завалку отходы групп А – 2.

Следовательно, шихта для выплавки заданной марки стали может быть составлена из материалов, химический состав представлен в таблице 10. Состав шихты представлен в таблице 11.

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

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

Таблица 11 – Химический состав отходов, которые предполагается использовать в завалку, %

Материал	Содержание элементов													
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	Al	W	Mo	V	Cu	Fe
А-2	0,2	0,2	0,3	0,03	0,03	0,2	0,15	0,03	0,04	0,08	0,05	0,02	0,2	98,06
Чугун	3	1	1	0,04	0,04	0	0	0	0	0	0	0,02	0,2	97,818

Таблица 12 – Содержание компонентов в шихте, кг

материал	Содержимое элементов							
	Масса	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni
А-2	90300	180,6	180,6	270,9	27,09	27,09	180,6	135,45
У-13	14700	441	147	147	5,88	5,88	0	0
Всего	105000	621,6	327,6	417,9	32,97	32,97	180,6	135,45
Всего, %	100	0,592	0,312	0,398	0,0314	0,0314	0,172	0,129

Продолжение таблицы 12

материал	Содержимое элементов							
	Масса	Ti	Al	W	Mo	V	Cu	Fe
А-2	90300	27,09	36,12	72,24	45,15	18,06	180,6	88918,4
У-13	14700	0	0	0	0	2,94	29,4	13920,9
Всего	105000	27,09	36,12	72,24	45,15	21	210	102839
Всего, %	100	0,0258	0,0344	0,0688	0,043	0,02	0,2	97,9422

Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, представлен в таблице 13 и таблице 14.

Таблица 13 – 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	88,00	1,30	2,00	—	0,80	0,20	—	—	—	—	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 14 – 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 90	–	90,00	0,20	0,03	0,02	0,20	–	–	–	–	–	3,00	6,55
ФМн90	0,50	1,80	90,00	0,05	0,02	–	–	–	–	–	–	–	8,43
ФХ 100	0,95	1,45	–	0,02	0,02	72,50	–	–	–	–	–	–	25,06
А97	–	0,01	–	–	–	–	–	–	–	–	–	99,98	0,01

2.2 Выплавка стали в дуговой сталеплавильной печи.

Период плавания

Окисление элементов

Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки в период плавания для всех элементов, входящих в таблицу 12 (таблица 15).

Таблица 15 – Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавания, %

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

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 16.

Таблица 16 – Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C	621,6	124,32	497,28	0,487
Si	327,6	327,6	0	0
Mn	417,9	292,53	125,37	0,123
P	32,97	0	32,97	0,032
S	32,97	0	32,97	0,032
Cr	180,6	36,12	144,48	0,142
Ni	135,45	2,032	133,418	0,131
Ti	27,09	27,09	0	0
Al	36,12	36,12	0	0
W	72,24	0	72,24	0,071
V	21	0	21	0,021
Cu	210	0	210	0,206
Mo	45,15	0	45,15	0,044
Fe	102839,31	2056,786	100782,5238	98,712
Всего	105000	2902,598	102097,402	100

Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле (1)

$$m_{i_xj_y} = \frac{m_i}{\nu_i \cdot \mu_i} \cdot \nu_{i_xj_y} \cdot \mu_{i_xj_y}, \text{ кг}, \quad (1)$$

где m_i – масса окисляющегося элемента i , кг;

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

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

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

$$m_{O_2}(i) = m_{i_xO_2} - m_i, \text{ кг}, \quad (2)$$

Определение кислорода, необходимого для окисления элементов шихты.

1) Окисление углерода происходит по реакции:

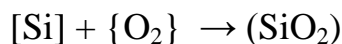


$$m_{CO} = \frac{m_C}{V_C \cdot \mu_C} \cdot V_{CO} \cdot \mu_{CO} = \frac{124,32 \cdot 28}{12} = 290 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления углерода:

$$m_{O_2}(C) = m_{CO} - m_C = 290 - 124,32 = 165,76 \text{ кг}$$

2) Окисление кремния происходит по реакции:

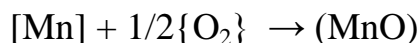


$$m_{SiO_2} = \frac{m_{Si}}{V_{Si} \cdot \mu_{Si}} \cdot V_{SiO_2} \cdot \mu_{SiO_2} = \frac{327,6 \cdot 60}{28} = 702 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления кремния:

$$m_{O_2}(Si) = m_{SiO_2} - m_{Si} = 702 - 327,6 = 374,4 \text{ кг}$$

3) Окисление марганца происходит по реакции:



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

$$m_{MnO} = \frac{m_{Mn}}{V_{Mn} \cdot \mu_{Mn}} \cdot V_{MnO} \cdot \mu_{MnO} = \frac{417,9 \cdot 71}{55} = 377,630 \text{ кг}$$

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

$$377,63 \cdot \frac{20}{100} = 75,526 \text{ кг}$$

Из них марганца:

$$292,53 \cdot \frac{20}{100} = 58,5 \text{ кг}$$

В шлак переходит:

$$377,63 \cdot \frac{80}{100} = 302,104 \text{ кг}$$

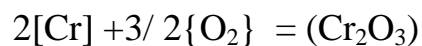
Из них марганца:

$$292,53 \cdot \frac{80}{100} = 234,024 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления марганца:

$$m_{O_2} (Mn) = m_{MnO} - m_{Mn} = 377,63 - 292,53 = 85,1 \text{ кг}$$

- 4) Принимаем, что в период плавления сера из шихты не удаляется.
5) Окисление хрома происходит по реакции:



$$m_{Cr_2O_3} = \frac{m_{Cr}}{V_{Cr} \cdot \mu_{Cr}} \cdot V_{Cr_2O_3} \cdot \mu_{Cr_2O_3} = \frac{36,12 \cdot 152}{104} = 52,791 \text{ кг}$$

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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		29

С газами теряется:

$$52,791 \cdot \frac{20}{100} = 10,558 \text{ кг}$$

Из них хрома:

$$36,12 \cdot \frac{20}{100} = 7,224 \text{ кг}$$

В шлак переходит:

$$52,791 \cdot \frac{80}{100} = 42,233 \text{ кг}$$

Из них хрома:

$$36,12 \cdot \frac{80}{100} = 28,896 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления хрома:

$$m_{O_2}(Cr) = m_{Cr_2O_3} - m_{Cr} = 52,791 - 36,12 = 16,671 \text{ кг}$$

б) Считаем, что во время плавления в хоне электрических дуг испаряется 1,5% никеля, имевшегося в шихте. Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 2,032

7) Оксид титана полностью переходит в шлак. Образуется TiO_2

$$m_{TiO_2} = \frac{m_{Ti}}{V_{Ti} \cdot \mu_{Ti}} \cdot V_{TiO_2} \cdot \mu_{TiO_2} = \frac{27,09 \cdot 80}{48} = 45,15 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления титана:

$$m_{O_2}(Ti) = m_{TiO_2} - m_{Ti} = 45,15 - 27,09 = 18,06 \text{ кг}$$

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

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

9) При окислении алюминия образуется глинозем:

$$m_{Al_2O_3} = \frac{m_{Al}}{V_{Al} \cdot \mu_{Al}} \cdot V_{Al_2O_3} \cdot \mu_{Al_2O_3} = \frac{36,12 \cdot 102}{54} = 68,227 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления алюминия:

$$m_{O_2}(Al) = m_{Al_2O_3} - m_{Al} = 68,227 - 36,12 = 32,107 \text{ кг}$$

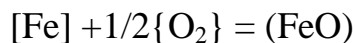
10) Примем, что в период плавления молибден, медь, ванадий из шихты не удаляется. Допускаем, что ванадий не окисляется по причине небольшого его присутствия в шихте.

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

Образуется, оксидов железа в пересчете на FeO

$$m_{FeO} = \frac{m_{Fe}}{V_{Fe} \cdot \mu_{Fe}} \cdot V_{FeO} \cdot \mu_{FeO} = \frac{2056,786 \cdot 72}{56} = 2644,439 \text{ кг}$$

по реакции



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

$$2644,439 \cdot \frac{80}{100} = 2115,552 \text{ кг}$$

Из них железа:

$$2056,786 \cdot \frac{80}{100} = 1645,429 \text{ кг}$$

В шлак переходит:

$$2644,439 \cdot \frac{20}{100} = 528,888 \text{ кг}$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		31

Из них железа:

$$2056,786 \cdot \frac{20}{100} = 411,357 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления железа:

$$m_{O_2}(Fe) = m_{FeO} - m_{Fe} = 2644,439 - 2056,786 = 587,653 \text{ кг}$$

В конце периода плавания в печи остается следующее количество металла (с учетом угаров элементов): 102097,402 кг, содержание углерода в металле составит 0,487%.

Содержание в металле определяем по формуле:

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

$$[O] = -\left(\frac{0,00216}{0,487}\right) + 0,00884 = 0,004 \%$$

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

$$\frac{102097,402 + x}{x} = \frac{100}{0,004},$$

где x – искомая величина, кг

102097,402+ x – масса металла с учетом содержания кислорода, кг

0,004 – содержание кислорода в металле, %

$$x = \frac{102097,402 \cdot 0,004}{100 - 0,004} = 4,498 \text{ кг}$$

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

Шлакообразование

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

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

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

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

m_j – расход шлакообразующего j , кг

(i) – содержание компонента в i в шлакообразующем j .

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

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

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

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

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

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

В данном расчете ведем пересчет на FeO, по формуле:

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

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

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

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

В пересчете на FeO(5):

									Лист
									33
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				

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

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

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

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

Примерный расход магнезитового порошка на заправку печи определяем по формулам (6) и (7), кг/т

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

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

где m_0 – масса садки печи, кг

Расход магнезитового порошка равен (6):

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

Тогда магнезит внесет в шлак, кг (4):

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

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

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

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

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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
						34
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

В пересчете на FeO(5):

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

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

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

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

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

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

Количество кислорода необходимого для окисления углерода составит:

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

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

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

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

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

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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		36

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

г) Поступление оксидов в шлак из металла, кг:

$$\begin{aligned} SiO_2 &- 702; \\ MnO &- 284,645; \\ Cr_2O_3 &- 36,831; \\ TiO_2 &- 26,25; \\ Al_2O_3 &- 49,583; \\ FeO &- 528,871; \end{aligned}$$

д) Расчет составляющих, поступивших в шлак из агломерата.

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

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

$$\frac{(102097,402 + 4,498) \cdot 6}{100} = 6126,114 \text{ кг}$$

где (102097,402 + 4,498) – масса металла с учетом содержания кислорода, кг; шлак составляет 6% от массы металла.

Определяем количество FeO в шлаке:

$$\frac{6126,114 \cdot 15,1}{100} = 925,043 \text{ кг}$$

Это количество вносится известью, футеровкой, оксидами из металлической ванны и рудой. Известью, футеровкой и оксидами из металлической ванны в шлак внесено $4,536 + 10,591 + 528,888 = 544,015$ кг FeO. Тогда руда внесет $- 925,043 - 544,015 = 381,028$ кг FeO.

На образование такого количества FeO потребуется:
железа (1)

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

$$\frac{381,028 \cdot 56}{72} = 296,355 \text{ кг}$$

и кислорода (2)

$$381,028 - 296,355 = 84,673 \text{ кг.}$$

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

- 1) на окисление углерода – 165,76;
- 2) на окисление кремния – 374,4;
- 3) на окисление марганца – 85,1;
- 4) на окисление хрома – 16,671;
- 5) на окисление титана – 18,6;
- 6) на окисление алюминия – 32,107;
- 7) на окисление железа – 587,653;
- 8) на окисление электродов – 720,72;
- 9) на насыщение металла – 4,498;
- 10) на образование FeO – 84,673.

Всего: 2089,641.

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

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

Если принять приближенно, что продолжительность плавления в 100 – тонной печи составит 40 минут, то за это время усвоится кислорода

$20 \cdot 24,630 \cdot 0,667 = 328,401$ кг ($24,630 = \frac{\pi \cdot 5,6^2}{4}$) – общая суммарная поверхность ванны на уровне откосов, м²). Следовательно, с железной рудой и газообразным кислородом необходимо внести кислорода $2089,641 - 328,401 = 1761,24$ кг.

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

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

$$\frac{1761,24 \cdot 100}{27,7} = 6358,267 \text{ кг}, \quad (8)$$

где 1761,24– необходимо внести кислорода с железной рудой, кг;
27,7–содержание кислорода в руде, %.

Руда, кроме кислорода, вносит железа:

$$\frac{6358,267 \cdot 62,3}{100} = 3961,201 \text{ кг}, \quad (9)$$

из них 296,355 кг остается в шлаке в виде FeO, следовательно, переходит в металл железа $3961,201 - 296,355 = 3664,845$ кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{6358,267 \cdot 0,1}{100} = 6,358;$$

$$MgO = \frac{6358,267 \cdot 0,3}{100} = 19,075;$$

$$SiO_2 = \frac{6358,267 \cdot 5,25}{100} = 333,809;$$

$$P_2O_5 = \frac{6358,267 \cdot 0,15}{100} = 9,537;$$

$$Al_2O_3 = \frac{6358,267 \cdot 4,1}{100} = 260,689;$$

$$S = \frac{6358,267 \cdot 0,1}{100} = 6,358;$$

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

Таблица 17 – Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

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

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Известь	29,900	2024,00	-	4,140	-	18,400	46,000	-	-	-	2122,440
Футеровка ванны	17,651	5,884	-	10,591	-	5,884	547,180	-	-	-	587,190
Электрод	2,373	0,496	-	-	-	1,331	-	-	-	-	4,200
Оксиды из металлической ванны	702	-	302,104	528,888	42,233	68,227	-	45,15	-	-	1688,601
Руда	333,809	6,358	-	381,028	-	260,689	19,075	-	9,537	6,358	1016,855
Всего	1085,73	2036,73	302,104	924,647	42,233	354,531	612,255	45,15	9,537	6,358	5419,286
Всего, %	20,035	37,583	5,575	17,062	0,779	6,542	11,298	0,833	0,176	0,117	100

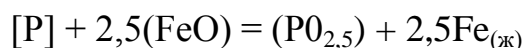
Таблица 18 – Состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	621,6	-	-	124,32	497	0,470
O	-	4,498	-	-	4,498	0,004
Si	327,6	-	327,6	-	0	0
Mn	417,9	-	234,024	58,506	125,37	0,119
P	32,97	-	-	0	32,97	0,031
S	32,97	-	-	0	32,97	0,031
Cr	180,6	-	28,896	7,224	144,48	0,137
Ni	135,45	-	-	2,032	133,418	0,126
Ti	27,09	-	27,09	0	0	0
Al	36,12	-	36,12	0	0	0
W	72,24	-	-	0	72,24	0,068
V	21	-	-	0	21	0,020
Cu	210	-	-	0	210	0,199
Mo	45,15	-	-	0	45,15	0,043
Fe	102839,31	3664,845	411,357	1645,429	104447,369	98,753
Всего	105000	3669,343	1065,087	1837,511	105766,745	100

Окислительная дефосфорация при выплавке стали.

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

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



По экспериментальным данным получено уравнение:

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

При T=1873 К:

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

$$K_p = 0,163$$

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

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

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

μ_{RO} – молекулярная масса оксида RO;

ν_R – количество катионов R^+ в молекуле RO.

Таблица 19 – Состав шлака дефосфорации

Состав шлака	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	MgO	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	TiO ₂	PO _{2,5}	Σ
M_{RO}	56	60	71	72	40	102	152	80	71	-
n_{RO}	0,671	0,334	0,079	0,237	0,282	0,064	0,005	0,010	0,002	1,685
x_{RO}	0,398	0,198	0,047	0,141	0,168	0,038	0,003	0,006	0,001	1,000
n_{R^+}	0,671	0,334	0,079	0,237	0,282	0,128	0,010	0,010	0,002	1,754
x_{R^+}	0,383	0,190	0,045	0,135	0,161	0,073	0,006	0,006	0,001	1,000

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

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

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

$$= \frac{1000}{1873} \cdot [2,18 \cdot 0,045 \cdot 0,19 + 5,9 \cdot (0,383 + 0,161) \cdot 0,19 + 10,5 \cdot 0,383 \cdot 0,001] =$$

$$= 0,339$$

$$\gamma_{FeO} = 2,182$$

$$\lg \gamma_{PO_{2,5}} \approx \lg \gamma_{FeO} - \frac{10500}{1873} \cdot X_{Ca} = 0,339 - \frac{10500}{1873} \cdot 0,383 = -1,806;$$

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

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

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

$$- e_P^{Ni} \cdot [Ni] + e_P^{Ti} \cdot [Ti] - e_P^W \cdot [W] + e_P^{Al} \cdot [Al] - e_P^{Mo} \cdot [Mo] - e_P^{Cu} \cdot [Cu] - e_P^V \cdot [V] =$$

$$= 0,13 \cdot 0,47 + 0,13 \cdot 0,004 - 0,032 \cdot 0,119 + 0,062 \cdot 0,031 + 0,028 \cdot 0,031 - 0,044 \cdot 0,137 -$$

$$- 0,0059 \cdot 0,126 - 0,023 \cdot 0,068 - 0,017 \cdot 0,043 - 0,035 \cdot 0,199 - 0,042 \cdot 0,02 = 0,051;$$

$$f_P = 1,126.$$

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

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

где μ_P – атомная масса фосфора,

$$L_P = \frac{31 \cdot 0,163 \cdot 1,126 \cdot (0,141 \cdot 2,182)^{2,5} \cdot 1,685}{0,016} = 31,954.$$

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

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

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

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;

$$[P_K] = \frac{100 \cdot 0,032 + \frac{5419,286}{105766,745} \cdot 100 \cdot 0,176 \cdot \frac{31}{71}}{100 + \frac{5419,286}{105766,745} \cdot 100 \cdot 31,954} = 0,014.$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции:

$$\frac{105766,745 - x}{32,97 - x} = \frac{100}{0,014},$$

где x – искомая величина, кг;

$105766,745 - x$ – масса металла с учетом окисления фосфора, кг;

$32,97 - x$ – масса фосфора в металле с учетом окисления фосфора, кг;

0,014 – содержание фосфора в металле, %;

$$x = 18,443 \text{ кг}$$

При этом образуется P_2O_5 (1)

$$\frac{18,443 \cdot 142}{62} = 42,24 \text{ кг}$$

На окисление фосфора потребуется кислорода (2)

$$42,24 - 18,443 = 23,797 \text{ кг}$$

На окисление фосфора потребуется руды (8)

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

$$\frac{23,797 \cdot 100}{27,7} = 85,91 \text{ кг}$$

Руда, кроме кислорода, вносит железа (9)

$$\frac{85,91 \cdot 62,3}{100} = 53,522 \text{ кг}$$

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{85,91 \cdot 0,10}{100} = 0,086;$$

$$MgO = \frac{85,91 \cdot 0,30}{100} = 0,258;$$

$$SiO_2 = \frac{85,91 \cdot 5,25}{100} = 4,51;$$

$$P_2O_5 = \frac{85,91 \cdot 0,15}{100} = 0,129;$$

$$Al_2O_3 = \frac{85,91 \cdot 4,10}{100} = 3,522;$$

$$S = \frac{85,91 \cdot 0,10}{100} = 0,086;$$

Таблица 20–Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		44

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Известь	29,900	2024,000	-	4,140	-	18,400	46,000	-	-	-	2122,440
Футеровка ванны	17,651	5,884	-	10,591	-	5,884	547,180	-	-	-	587,19
Электрод	2,373	0,496	-	-	-	1,331	-	-	-	-	4,2
Оксиды из метал. ванны	702,000	-	302,104	528,888	42,233	68,227	-	45,150	42,240	-	1730,841
Руда	338,319	6,444	-	381,028	-	264,211	19,333	-	9,666	6,444	1025,446
Всего	1090,243	2036,824	302,104	924,647	42,233	358,053	612,513	45,150	51,906	6,444	5470,117
Всего, %	19,931	37,235	5,523	16,904	0,772	6,546	11,197	0,825	0,949	0,118	100

С учетом кислорода, растворенного в металле, применение железной руды (агломерата) и проведения окислительной дефосфорации ожидаемый массовый и процентный состав металла (по расплавлению шихты) представлен в таблице 18.

Таблица 21 – Баланс металла периода плавания, кг

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	621,6	0	-	124,32	497	0,470
O	-	4,498	-	-	4,498	0,004
Si	327,6	-	327,6	-	0	0
Mn	417,9	-	234,024	58,506	125,37	0,119
P	32,97	-	18,443	0	14,527	0,014
S	32,97	-	-	0	32,97	0,031
Cr	180,6	-	28,896	7,224	144,48	0,137
Ni	135,45	-	-	2,032	133,418	0,126
Ti	27,09	-	27,09	-	0	0
Al	36,12	-	36,12	-	0	0
W	72,24	-	-	-	72,24	0,07
V	21	-	-	-	21	0,02
Cu	210	-	-	-	210	0,199
Mo	45,15	-	-	-	45,15	0,043
Fe	102839,31	3718,367	411,357	1645,429	104447,369	98,770
Всего	105000	3722,865	1083,530	1837,511	105748,302	100

Определение количества и состава газов в период плавания

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

Объём кислорода в воздухе:

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

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

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

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

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

Объём и масса воздуха:

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

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

Определим количество влаги, вносимой воздухом из следующих условий:

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

Влажность атмосферного воздуха:

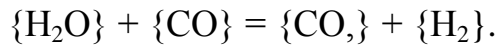
$$V_{\text{влаж.в}} = V_B \cdot \frac{273 + t_B}{273} \cdot \frac{p_B}{p_B - E \cdot f} = 1094,671 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{1,01 \cdot 10^5}{1,01 \cdot 10^5 - 0,7 \cdot 2,026 \cdot 10^3} =$$
$$= 1191,598 \text{ м}^3$$

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

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

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции:

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		45



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

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

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

Для этого необходима окись углерода в количестве:

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

Суммарный материальный баланс периода плавления

Израсходовано, кг:

- а) шихты — 105 000,000, из нее:
 отходыА – 2 — 90300,000,
 отходыУ – 13 — 14700,000
 б) шлакообразующих — 2300,000, в том числе извести — 2300,000;
 в) футеровка ДСП — 587,19, в том числе:
 1) магнезита — 587,19,
 г) электродов — 420,000;
 д) руды — 6444,178, в том числе:
 1) на окисление — 6358,267,
 2) на дефосфорацию — 85,91;
 е) воздуха — 1443,322, в том числе:
 1) кислорода — 328,401,
 2) азота — 1099,430,
 3) влаги — 15,491.
 Всего: 116194,69.

Получено, кг:

- а) металла — 105 748,302;
 б) шлака — 5470,117;
 в) пыли — 2203,667, в том числе:
 1) MnO — 75,526,
 2) Cr₂O₃ — 10,558,
 3) Ni — 2,032,
 4) FeO — 2115,552;
 г) газов — 2718,62, в том числе:
 1) CO — 945,123 (от окисления металла и электродов с учетом догорания до CO₂),
 2) CO₂ — 672,346 (от прокаливания извести и окисления электродов с учетом догорания CO),
 3) N₂ — 1099,430,
 4) H₂ — 1,721.
 Всего: 116140,707.

Невязка — $116194,69 - 116140,707 = 53,983$ кг или $\frac{53,983}{116194,69} \cdot 100 = 0,046\%$

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

Окислительный период

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

Окисление элементов и шлакообразование

Общий угар металла и отдельных легирующих элементов в период продувки кислородом определяем по данным балансовых плавов и на основе производственного опыта. Необходимые коэффициенты студент согласует с руководителем проекта. Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки в окислительный период для всех элементов, входящих в таблицу 12 (таблица 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	0	100	68	0	0	16	0	100	0	100	0	0	0	1,5
В шлак	0	100	80	100	0	95	0	100	0	100	0	0	0	30
В улёт	100	0	20	0	0	5	0	0	0	0	0	0	0	70

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла в конце окислительного периода представлен в таблице 20.

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

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C**	497	391,928	105,352	0,102
Si	0	0	0,000	0
Mn	125	85,252	40,118	0,039
P	14,527	0	14,527	0,014
S	32,97	0	32,970	0,032
Cr	144	23,117	121,363	0,117
Ni	133,418	0	133,418	0,129
Ti	0	0	0	0
Al	0	0	0	0
W	72	0	72	0,070
V	21,000	0	21,00	0,020
Cu	210,000	0	210,000	0,203
Mo	45	0	45	0,044
Fe	104447,369	1566,711	102880,659	99,232
Всего	105743,805	2067,007	103676,798	100

* Расчет величин, приведенных в таблице, см. таблицу 13.

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

$$\frac{105743,805 - m_{\Delta C}}{497 - m_{\Delta C}} = \frac{100}{0,1},$$

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

$105743,805 - m_{\Delta C}$ – масса металла с учетом угара углерода;

$497 - m_{\Delta C}$ – масса углерода с учетом его окисления,

$$m_{\Delta C} = 391,928 \text{ кг}$$

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

$$\frac{391,928 \cdot 28}{12} = 914,499 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода (2) $914,499 - 391,928 = 522,571$ кг.

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

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

Образуется MnO (1)

$$\frac{85,252 \cdot 71}{55} = 110,052 \text{ кг}$$

Испарится MnO

$$110,052 \cdot \frac{20}{100} = 22,01 \text{ кг},$$

из них Mn

$$85,252 \cdot \frac{20}{100} = 17,05 \text{ кг}$$

Перейдет MnO в шлак

										Лист
										49
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					

$$110,052 - 22,01 = 88,042 \text{ кг,}$$

из них Mn

$$85,252 - 17,05 = 68,201 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления всего марганца (2)

$$110,052 - 85,252 = 24,8 \text{ кг}$$

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

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

Хром. Образуется оксида хрома Cr_2O_3 (1)

$$\frac{23,117 \cdot 152}{104} = 33,786 \text{ кг}$$

Испарится Cr_2O_3

$$33,786 \cdot \frac{5}{100} = 1,689 \text{ кг,}$$

из них Cr

$$23,117 \cdot \frac{5}{100} = 1,156 \text{ кг}$$

Перейдет в шлак Cr_2O_3

$$33,786 - 1,689 = 32,097 \text{ кг,}$$

из них Cr

$$23,117 - 1,156 = 21,961 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления всего хрома (2)

$$33,786 - 23,117 = 10,669 \text{ кг}$$

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

Титан. Так как мы совмещаем период плавления с окислительным периодом,

					<i>22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
						50
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		

титана окислилось 100% .

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

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

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

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

$$\frac{1566,711 \cdot 72}{56} = 2014,342 \text{ кг}$$

Испарится FeO

$$2014,342 \cdot \frac{70}{100} = 1410,039 \text{ кг,}$$

из них Fe

$$1566,711 \cdot \frac{70}{100} = 1096,697 \text{ кг}$$

Перейдет в шлак FeO

$$2014,342 - 1566,711 = 604,303 \text{ кг,}$$

из них Fe

$$1566,711 - 1096,697 = 470,013 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления всего железа (2)

$$2014,342 - 1566,711 = 447,632 \text{ кг}$$

Металл. В конце окислительного периода в печи остается следующее количество металла (с учетом угаров элементов) – 103676,798 кг (см. таблицу 20), содержание углерода в металле составит 0,102% (см. таблицу 20).

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

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

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

Содержание кислорода в металле (11)

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

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

$$\frac{103676,798 + x}{x} = \frac{100}{0,04},$$

где x – искомая величина, кг;

$103676,798 + x$ – масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

$0,04$ – содержание кислорода в металле, %,

$$x = 41,914 \text{ кг.}$$

В конце периода плавления в металле было $5,676$ кг кислорода, следовательно, на насыщение металла пошло $41,914 - 4,498 = 37,416$ кг.

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

1) на окисление углерода — $522,571$;

2) на окисление марганца — $24,8$;

3) на окисление хрома — $10,669$;

4) на окисление железа — $447,632$;

5) на насыщение металла — $37,416$;

Всего — $1043,088$.

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

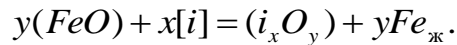
Следовательно (FeO) внесет:

$$(522,571 + 24,8 + 10,669 + 37,416) \cdot \frac{30}{100} = 178,637 \text{ кг кислорода,}$$

а газообразный кислород внесет $1043,088 - 178,637 = 864,451$ кг кислорода.

(FeO) окисляет по реакции:

										Лист
										52
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					



На это расходуется FeO

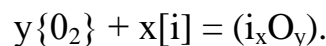
$$\frac{178,637 \cdot 72}{16} = 803,866 \text{ кг},$$

где 178,637 – масса кислорода, вносимого FeO;
72 и 16 – молекулярные массы FeO и O, соответственно.

При этом в металл переходит железо в количестве:

$$803,866 - 178,637 = 625,229 \text{ кг}.$$

Газообразный кислород окисляет по реакции:



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

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

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

Следовательно, кислородным инжектором необходимо внести кислорода:

$$864,451 - 164,036 = 700,415 \text{ кг}.$$

Определение количества и состава газов в окислительный период.

Печная атмосфера.

Общая масса кислорода, усвоенного из воздуха:

$$m_{O_2} = 164,201 \text{ кг}$$

Объём кислорода в воздухе:

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

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

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

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

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

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

Объём и масса воздуха составит:

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

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

Влажность атмосферного воздуха:

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

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

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

При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

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

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

Для этого необходима окись углерода в количестве:

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
						54
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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

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

$$\frac{700,415 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 740,984 \text{ кг,}$$

где 700,415 – необходимо внести кислорода с техническим кислородом, кг;
99,5 и 95 – содержание кислорода в техническом кислороде и его усвоение, %.
Количество неусвоенного кислорода

$$\frac{740,948 \cdot 5}{100} = 37,049 \text{ кг;}$$

Технически кислород также вносит азот

$$\frac{740,948 \cdot 0,5}{100} = 3,705 \text{ кг,}$$

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

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

$$m\{CO_2\} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{37,049}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 101,885 \text{ кг}$$

Для этого потребуется {CO} в количестве 101,885– 37,049= 64,836кг.
На основании полученных данных составляем баланс металла окислительного периода (таблица 21, 22).

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

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

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr2O3	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Плавильный шлак	1090,243	2036,82	302,104	924,647	42,233	358,053	612,513	45,150	51,906	6,444	5470,12
Оксиды из металл.ванны	-	-	88,0417	604,303	32,097	-	-	-	-	-	724,441
Перешло в металл	-	-	-	-803,87	-	-	-	-	-	-	-803,87
Всего	1090,243	2036,82	390,145	725,084	74,329	358,053	612,513	45,150	51,906	6,444	5390,69
Всего %	20,225	37,784	7,237	13,451	1,379	6,642	11,362	0,838	0,963	0,120	100

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	497	-	-	391,928	105	0,101
O	4,498	37,416	-	-	41,914	0,040
Si	0	-	-	-	0	0
Mn	125	-	68,201	17,050	40,12	0,038
P	14,527	-	-	-	14,527	0,01
S	32,97	-	-	-	32,97	0,032
Cr	144	-	21,961	1,156	121,36	0,116
Ni	133,418	-	-	-	133,418	0,128
Ti	0	-	-	-	0	0
Al	0	-	-	-	0	0
W	72	-	-	-	72	0,069
V	21,00	-	-	-	21,00	0,020
Cu	210,000	-	-	-	210,000	0,201
Mo	45	-	-	-	45	0,043
Fe	104447,369	625,229	470,013	1096,697	103505,888	99,197
Всего	105748,302	662,645	560,175	1506,832	104343,94	100

Суммарный материальный баланс окислительного периода

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

Израсходовано, кг
 а) металла — 105748,302;
 б) шлака — 5470,117;
 в) технического кислорода — 740,984, в том числе:
 1) кислорода — 737,279 (включая не-
 усвоенный),
 2) азота — 3,705;
 г) воздуха — 721,661, в том числе:
 1) кислорода — 164,201,
 2) азота — 549,715,
 3) влаги — 7,745.
 Всего: 112681,064.

Получено, кг;
 а) металла — 104343,94;
 б) шлака — 5390,692;
 в) пыли — 1433,739, в том числе:
 1) MnO — 22,01,
 2) Cr₂O₃ — 1,689,
 3) FeO — 1410,039;
 г) газов — 1512,862, в том числе:
 1) CO — 837,615 (от окисления ме-
 талла с учетом догорания до CO₂),
 2) CO₂ — 120,818 (с учетом догорания
 CO),
 3) N₂ — 553,568,
 4) H₂ — 0,861.
 Всего: 112681,233.

Невязка — $112681,233 - 112681,064 = 0,169$ кг или $\frac{0,169}{112681,233} \cdot 100 = 0,000150\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

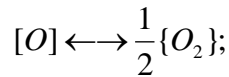
Содержание газов в металле под слоем шлака в условиях открытой плавки

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		57

ДСП.

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

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



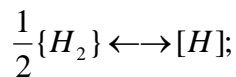
$$K_o = \frac{p_{O_2}^{1/2}}{[O]}; \lg K_o = -\frac{6119}{T} - 0,151.$$

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

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

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

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

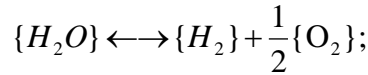


$$K_H = \frac{[H]}{p_{H_2}^{1/2}}; \lg K_H = -\frac{1900}{T} - 1,58.$$

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

На границе шлак – газ существует равновесие

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



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

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:

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

Предельное (стационарное) содержание водорода:

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

Определяем содержание водорода в металле, используя пропорцию:

$$\frac{104343,94 + x}{x} = \frac{100}{1,497 \cdot 10^{-3}},$$

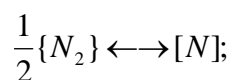
где x – искомая величина, кг;

$104343,94+x$ – масса металла с учетом содержания водорода, кг;

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

$$x=1,562 \text{ кг.}$$

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



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

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

Равновесная концентрация азота:

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

Предельное (стационарное) содержание азота:

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

Определяем содержание азота в металле, используя пропорцию:

$$\frac{104345,502 + x}{x} = \frac{100}{3,566 \cdot 10^{-9}},$$

где x – искомая величина, кг;

$104345,502 + x$ – масса металла с учетом содержания водорода и азота, кг;

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

$$x = 3,71 \cdot 10^{-6} \text{ кг}$$

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

									Лист
									59
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				

2.3 Обработка стали в печи–ковше

Обработка стали на установке печь–ковш является неотъемлемой частью технологии производства высококачественного металла, обеспечивая увеличение производительности сталеплавильных агрегатов, экономию энергетических и материальных затрат, включая электроэнергию, электроды, огнеупорные материалы и ферросплавы, повышение степени рафинирования стали от вредных примесей, гомогенизацию и стабилизацию металла по температуре и химическому составу, способствует расширению сортамента стали. Печь–ковш облегчает согласование работы сталеплавильных агрегатов, так как является буферной емкостью между ними и МНЛЗ, что особенно важно при разливке стали сериями плавов, способствующей повышению выхода годного металла.

После окислительного периода из печи металл выпускают в ковш. В печи остается 10% металла (см. таблицу 26, 27) и 99% шлака, в ковше наводят новый рафинировочный шлак из извести и плавикового шпата, в соотношении 3:1 или 4:1.

Таблица 26 – Количество и состав металла в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

Элемент	Металл окислительного периода	Осталось в ДСП	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	105,352	10,535	94,817	0,101
O	41,914	4,191	37,722	0,040
Si	0	0	0	0
Mn	40,12	4,012	36,107	0,038
P	14,527	1,453	13,075	0,01
S	32,97	3,297	29,673	0,032
Cr	121,36	12,136	109,227	0,116
Ni	133,418	13,342	120,076	0,128
Ti	0	0	0	0
Al	0	0	0	0
W	72	7,224	65,0	0,069
V	21,00	2,1	18,900	0,020
Cu	210	21	189	0,201
Mo	45	4,515	40,6	0,043
Fe	103505,888	10350,589	93155,299	99,197
Всего	104343,94	10434,394	93909,546	100

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

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Шлак окисл. периода	1090,243	2036,824	390,145	725,084	74,329	358,053	612,513	45,150	51,906	6,444	5390,692
Осталось в ДСП	1079,341	2016,456	386,244	717,833	73,586	354,472	606,387	44,699	51,387	6,380	5336,785
Всего	10,902	20,368	3,901	7,251	0,743	3,581	6,125	0,451	0,519	0,064	53,907
Всего %	20,225	37,784	7,237	13,451	1,379	6,642	11,362	0,838	0,963	0,120	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.

Расход кокса на плавку:

$$\frac{93909,546 \cdot 0,05}{1000} = 4,695 \text{ кг}$$

Кокс внесет углерода (4)

$$\frac{4,695 \cdot 86,09}{100} = 4,042 \text{ кг}$$

Примем, что 10% углерода кокса усваивается металлом.

Кокс внесет углерод в металл:

$$\frac{4,042 \cdot 10}{100} = 0,404 \text{ кг}$$

Углерод на раскисление шлака:

$$4,042 - 0,404 = 3,638 \text{ кг}$$

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

Образуется CO (1)

$$\frac{3,638 \cdot 28}{12} = 8,489 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода (2)

$$8,489 - 3,638 = 4,851 \text{ кг.}$$

Зола кокса внесет в шлак (4), кг:

$$SiO_2 = \frac{4,695 \cdot 5,84}{100} = 0,274;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{4,695 \cdot 2,40}{100} = 0,113;$$

в пересчете на FeO (7) – 0,101 кг.

$$Al_2O_3 = \frac{4,695 \cdot 3,00}{100} = 0,141;$$

$$CaO = \frac{4,695 \cdot 5,00}{100} = 0,235;$$

$$MgO = \frac{4,695 \cdot 0,12}{100} = 0,006;$$

$$P_2O_5 = \frac{4,695 \cdot 0,04}{100} = 0,002.$$

Кокс внесет в металл (4), кг:

$$S = \frac{4,695 \cdot 0,6}{100} = 0,028;$$

$$P = \frac{4,695 \cdot 0,01}{100} = 0,0005.$$

Кроме того, выделится в атмосферу за счет потерь при прокаливании CO₂ (4)

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

$$\frac{4,695 \cdot 1,30}{100} = 0,061 \text{ кг}$$

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

Восстановится FeO

$$\frac{7,251 \cdot 90}{100} = 6,526 \text{ кг}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{6,526 \cdot 16}{72} = 1,45 \text{ кг}$$

Осталось FeO в шлаке

$$7,251 - 6,526 = 0,725 \text{ кг}$$

Образуется Fe

$$7,251 - 1,45 = 5,076 \text{ кг}$$

Восстановится Cr₂O₃

$$\frac{0,743 \cdot 90}{100} = 0,669 \text{ кг}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{0,669 \cdot 48}{152} = 0,211 \text{ кг}$$

Осталось Cr₂O₃ в шлаке

$$0,743 - 0,669 = 0,074 \text{ кг.}$$

Образуется Cr

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

$$0,669 - 0,211 = 0,458 \text{ кг.}$$

Восстановится MnO

$$\frac{3,901 \cdot 90}{100} = 3,511 \text{ кг}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{3,511 \cdot 16}{71} = 0,791 \text{ кг}$$

Осталось MnO в шлаке

$$3,901 - 3,511 = 0,39 \text{ кг}$$

Образуется Mn

$$3,511 - 0,791 = 2,72 \text{ кг}$$

Восстановится P₂O₅

$$\frac{0,519 \cdot 90}{100} = 0,467 \text{ кг}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{0,467 \cdot 80}{142} = 0,263 \text{ кг}$$

Осталось P₂O₅ в шлаке

$$0,519 - 0,467 = 0,052 \text{ кг.}$$

Образуется P

$$0,467 - 0,263 = 0,204 \text{ кг.}$$

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

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

FeO – 1,45;
 Cr₂O₃ – 0,211;
 MnO – 0,791;
 P₂O₅ – 0,263;
 Всего – 2,716.

Коксом связано 4,851кг кислорода.

Следовательно, из печной атмосферы поступит кислорода:

$$4,851 - 2,716 = 2,135 \text{ кг}$$

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

Элемент	Металл в ковше	Раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	94,817	0,404	95,22	0,101
O	37,722	0	37,722	0,040
Si	0	0	0	0
Mn	36,107	2,720	38,827	0,041
P	13,075	0,204	13,278	0,01
S	29,673	0,028	29,701	0,032
Cr	109,227	0,458	109,685	0,117
Ni	120,076	0	120,076	0,128
Ti	0	0	0	0
Al	0	0	0	0
W	65,0	0	65,0	0,069
V	18,900	0	18,900	0,020
Cu	189,000	0	189,000	0,201
Mo	40,6	0	40,6	0,043
Fe	93155,299	5,076	93160,374	99,193
Всего	93909,546	8,890	93918,4	100

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

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Шлак в ковше	10,902	20,368	3,901	7,251	0,743	3,581	6,125	0,452	0,519	0,064	53,907
Раскисление	0,274	0,235	-3,511	-6,424	-0,669	0,141	0,006	-	-0,465	-	-10,414
Всего	11,177	20,603	0,390	0,827	0,074	3,721	6,131	0,452	0,054	0,064	43,493
Всего %	25,698	47,371	0,897	1,900	0,171	8,556	14,096	1,038	0,124	0,148	100

б) Предварительное легирование

После раскисления шлака в металле при содержании углерода 0,101%

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

содержится 0,04% или 37,722 кг кислорода.

Чтобы провести предварительное легирование, вводим в ковш на средний предел ферромарганец, феррохром, ферросилиций. Никель даем на средний предел перед выпуском на дно ковша.

Для расчета количества вводимых легирующих необходимо примерно спрогнозировать массу металла в конце плавки. Для этого примерно рассчитаем необходимую массу легирующих:

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

где m_i – масса легирующего компонента, кг;

m_{Me} – масса металла, кг;

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

Прогнозируем массу металла в конце плавки, кг:

$$m_{Si} = \frac{93918,4 \cdot (0,95 - 0)}{100} = 892,225;$$

$$m_{Mn} = \frac{93918,4 \cdot (1,475 - 0,041)}{100} = 1346,47;$$

$$m_{Cr} = \frac{93918,4 \cdot (0,3 - 0,117)}{100} = 172,071;$$

$$m_{Me\text{прогн}} = \sum m_i + m_{Me} = 892,225 + 1346,47 + 172,071 + 93918,4 = 96329,2 \text{ кг}$$

Для более точного расчета массы легирующих используем формулу:

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

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

i – содержание элемента i в легирующем компоненте, %.

Кремний. Для раскисления стали кремнием необходимо внести ФС90 (12)
 $\frac{96329,2 \cdot (0,95 - 0)}{65} = 1016,81$ кг или $\frac{65 \cdot 1016,81}{100} = 915,127$ 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.

										Лист
										67
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					

Выгорает $\frac{915,127 \cdot 20}{100} = 183,025$ кг кремния и $\frac{1016,81 \cdot 2,5}{100} = 25,42$ кг алюминия.

Это количество кремния свяжет кислорода $\frac{183,025 \cdot 32}{28} = 209,172$ кг; алюминий свяжет $\frac{25,42 \cdot 48}{54} = 22,596$ кг кислорода.

При этом образуется и перейдет в шлак: $\frac{183,025 \cdot 60}{28} = 392,197$ кг SiO_2 и $\frac{25,42 \cdot 102}{54} = 48,016$ кг Al_2O_3 .

ФС90 внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{1016,81 \cdot 80 \cdot 90}{100 \cdot 100} = 732,102;$$

$$Mn = \frac{1016,81 \cdot 0,2}{100} = 2,034;$$

$$P = \frac{1016,81 \cdot 0,03}{100} = 0,305;$$

$$S = \frac{1016,81 \cdot 0,02}{100} = 0,203;$$

$$Cr = \frac{1016,81 \cdot 0,2}{100} = 2,034;$$

$$Fe = \frac{1016,81 \cdot 6,55}{100} = 66,601.$$

Хром. Определяем расход высокоуглеродистого ферромарганца ФХ100 (12):

$$\frac{96329,2 \cdot (0,3 - 0,117)}{72,5} = 243,431$$

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

Выгорает $\frac{243,431 \cdot 1,45 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 0,706$ кг кремния.

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

Это количество свяжет кислорода $\frac{0,706 \cdot 32}{28} = 0,807$ кг

При этом образуется и перейдет в шлак: $\frac{0,706 \cdot 60}{28} = 1,513$ кг SiO₂.

ФХ100 внесет в металл, кг:

$$C = \frac{243,431 \cdot 0,95}{100} = 2,313;$$

$$Si = \frac{23,431 \cdot 1,45 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 2,824;$$

$$P = \frac{243,431 \cdot 0,02}{100} = 0,049;$$

$$S = \frac{243,431 \cdot 0,02}{100} = 0,049;$$

$$Cr = \frac{243,431 \cdot 72,5}{100} = 176,488;$$

$$Fe = \frac{243,431 \cdot 25,06}{100} = 61,004.$$

Марганец. Определяем расход высокоуглеродистого ферромарганца ФМн90 (12):

$$\frac{96329,2 \cdot (1,475 - 0,041)}{90} = 1534,481 \text{ кг}$$

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

Выгорает $\frac{1534,481 \cdot 1,8 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 5,524$ кг кремния.

Это количество свяжет кислорода $\frac{5,524 \cdot 32}{28} = 6,313$ кг

При этом образуется и перейдет в шлак: $\frac{5,524 \cdot 60}{28} = 11,837$ кг SiO₂.

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

ФМн90 внесет в металл, кг:

$$C = \frac{1534,481 \cdot 0,5}{100} = 7,672;$$

$$Si = \frac{1534,481 \cdot 3 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 36,828;$$

$$P = \frac{1534,481 \cdot 0,05}{100} = 0,767;$$

$$S = \frac{1534,481 \cdot 0,02}{100} = 0,307;$$

$$Mn = \frac{1534,481 \cdot 88}{100} = 1350,343;$$

$$Fe = \frac{1534,481 \cdot 8,43}{100} = 129,357.$$

в) Окончательное раскисление стали

Для окончательного раскисления металла используем алюминий. Необходимо понизить количество до 0,005% $\left(\frac{0,005 \cdot 96329,2}{100} = 4,816 \text{ кг} \right)$ т.е связать $37,722 - 4,816 = 32,906$ кг,



Для этого потребуется алюминия $\frac{32,906 \cdot 54}{48} = 37,019$ кг

Во время раскисления металла образуется и переходит в шлак Al_2O_3
 $\frac{37,019 \cdot 102}{54} = 69,925$ кг

С учетом остаточного содержания алюминия в металле 0,02% $\left(\frac{0,02 \cdot 96329,2}{100} = 19,266 \text{ кг} \right)$ общий расход алюминия для раскисления металла принимаем равным $19,266 + 37,019 = 56,285$ кг.

Чтобы внести такое количество алюминия необходимо использовать А97

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

$$\frac{56,285 \cdot 100}{99,98} = 56,296 \text{ кг}$$

А 97 также внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{56,296 \cdot 0,01}{100} = 0,006;$$

$$Fe = \frac{56,296 \cdot 0,01}{100} = 0,006.$$

Шлакообразование.

а) Расчет компонентов вносимых известью в шлак.

Для проведения десульфурации необходима основность шлака $B = 3,5...4,0$.

Принимая $B = 4$, получим:

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

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

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

Откуда следует, что масса извести, кг,

$$m_{изв} = \frac{4 \cdot m_{(SiO_2)п.шл} - m_{(CaO)п.шл}}{\frac{CaO_{изв}}{100} - 4 \cdot \frac{SiO_{2изв}}{100}}, \quad (13)$$

где CaO_{изв}, SiO_{2изв} – содержание CaO и SiO₂ в извести (см. таблицу 10), %.

Тогда масса извести по формуле (13):

$$m_{изв} = \frac{4 \cdot (11,177 + 392,197 + 1,513 + 11,837) - 20,603}{\frac{88}{100} - 4 \cdot \frac{1,3}{100}} = 1988,278 \text{ кг}$$

Известь внесёт в шлак (4), кг:

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

$$CaO = \frac{88 \cdot 1988,278}{100} = 1749,685;$$

$$SiO_2 = \frac{1,3 \cdot 1988,278}{100} = 25,848;$$

$$MgO = \frac{2 \cdot 1988,278}{100} = 39,766;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,8 \cdot 1988,278}{100} = 15,906;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 1988,278}{100} = 3,977, \text{ в пересчете на FeO (5) } - 3,579$$

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

$$\frac{7,7 \cdot 1988,278}{100} = 153,097 \text{ кг CO}_2.$$

б) Расчет компонентов, вносимых плавиковым шпатом.

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

$$m_{\text{пл.шп}} = \frac{1988,278}{4} = 497,069 \text{ кг}$$

Плавиковый шпат внесёт в шлак (4), кг:

$$CaO = \frac{0,5 \cdot 497,069}{100} = 2,485;$$

$$SiO_2 = \frac{3,6 \cdot 497,069}{100} = 17,895;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 497,069}{100} = 0,994;$$

$$CaF_2 = \frac{94 \cdot 497,069}{100} = 467,245;$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		72

$$Fe_2O_3 = \frac{1,5 \cdot 497,069}{100} = 7,456, \text{ в пересчете на FeO (5) – 6,71.}$$

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

$$\frac{0,2 \cdot 497,069}{100} = 0,994 \text{ кг CO}_2.$$

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

$$SiO_2 - 405,548;$$

$$Al_2O_3 - 48,016.$$

г) Расчет компонентов, вносимых футеровкой печи – ковша.

Выбираем футеровку печи – ковша, изготовленную из магнезитохромитового кирпича.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Десульфурация стали шлаком

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

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

Таблица 30 – Количество и состав металла во время десульфурации, кг

Элемент	Металл после раскисления шлака	Легирование и раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	95,221	10,018	105,239	0,109
O	37,722	-32,906	4,816	0,005
Si	0	771,759	771,759	0,800
Mn	38,827	1352,377	1391,203	1,441
P	13,278	1,121	14,399	0,015
S	29,701	0,559	30,260	0,031
Cr	109,685	178,521	288,206	0,299
Ni	120,076	0	120,076	0,124
Ti	0	0	0	0
Al	0	56,285	56,285	0,058
W	65,016	0	65,016	0,067
V	18,9	0	18,900	0,020
Cu	189,000	0	189,000	0,196
Mo	40,635	0	40,635	0,042
Fe	93160,374	256,961	93417,336	96,792
Всего	93918,436	2594,695	96513,131	100

Таблица 31 – Количество и состав шлака десульфурации, кг

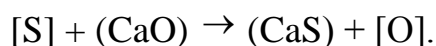
Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	CaF ₂	Σ
----------------------	------------------	-----	-----	------	--------------------------------	--------------------------------	-----	------------------	-------------------------------	---	------------------	---

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

Шлак после раскисления	11,177	20,603	0,390	0,827	0,074	3,721	6,131	0,452	0,054	0,064	0	73,255
Известь	25,848	1749,685	0	3,579	0	15,906	39,766				0	1834,783
Плавиновый шпат	17,895	2,485	0	6,710	0	0,994	0	0	0		467,245	495,330
Продукты раскисления	405,548					48,016						453,564
Футеровка	2,744	0,844	0	4,370	4,222	1,689	27,867					41,737
Всего	463,211	1773,617	0,390	15,486	4,297	70,327	73,763	0,452	0,054	0,064	467,245	2868,906
Всего %	16,146	61,822	0,014	0,540	0,150	2,451	2,571	0,016	0,002	0,002	16,287	100

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

Реакция удаления серы в печи – ковше имеет вид:



Конечное содержание серы в металле определяется выражением:

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

где λ – кратность шлака (см. 2.3), %;

L_s – коэффициент распределения серы между шлаком и металлом;

$$\lambda = \frac{2868,906}{96513,131} \cdot 100 = 2,973\%.$$

Коэффициент распределения серы находится по эмпирическому выражению:

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

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

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

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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					75

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

$$\lg f_O = -0,2 \cdot 0,005 - 0,45 \cdot 0,109 - 0,131 \cdot 0,8 - 0,021 \cdot 1,441 + 0,07 \cdot 0,015 - 0,133 \cdot 0,031 - 0,04 \cdot 0,299 +$$

$$+ 0,006 \cdot 0,124 + 0,0085 \cdot 0,067 + 0,0035 \cdot 0,042 - 0,3 \cdot 0,02 - 0,013 \cdot 0,196 - 3,9 \cdot 0,058 = -0,435;$$

$$f_O = 0,368;$$

$$a_O = f_O \cdot [\%O] = 0,368 \cdot 0,005 = 0,00183;$$

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

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

$$\lg f_S = -0,028 \cdot 0,031 + 0,11 \cdot 0,109 + 0,063 \cdot 0,8 - 0,026 \cdot 1,441 + 0,29 \cdot 0,015 - 0,27 \cdot 0,005 - 0,011 \cdot 0,299 +$$

$$+ 0,0097 \cdot 0,067 + 0,0027 \cdot 0,042 - 0,016 \cdot 0,02 - 0,0084 \cdot 0,196 + 0,035 \cdot 0,058 = 0,025$$

$$\text{Тогда } \lg L_S = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{61,822 + 0,05 \cdot 2,571}{16,146 + 0,6 \cdot 2,451} - \lg(0,00183) + 0,025 = 3,005;$$

$$L_S = 1012,13.$$

$$[S]_K = \frac{100 \cdot 0,031 + 2,973 \cdot 0,002}{100 + 1012,13 \cdot 2,973} = 0,00101.$$

Определяем количество удалившейся серы по пропорции:

$$\frac{96513,1 - x}{30,26 - x} = \frac{100}{0,00101},$$

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

где x – искомая величина, кг;

$96513,1-x$ – масса металла с учетом окисления серы, кг;

$30,26-x$ – масса серы в металле с учетом окисления, кг;

$0,00101$ – содержание серы в металле, %,

$$x = 29,285 \text{ кг.}$$

4) Доведение стали до заданного химического состава

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

Количество и состав металла перед подачей на разливку приведены в таблице 32.

Таблица 32 – Баланс металла после доводки и десульфурации, кг

Элемент	Металл до десульфурации	Десульфурация	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	105,239	-	105,239	0,109
O	4,816	-	4,816	0,005
Si	771,759	-	771,759	0,800
Mn	1391,203	-	1391,203	1,44
P	14,399	-	14,399	0,015
S	30,260	29,285	0,975	0,001
Cr	288,206	-	288,206	0,30
Ni	120,076	-	120,076	0,124
Ti	0	-	0	0
Al	56,285	-	56,285	0,058
W	65,016	-	65,016	0,1
V	18,9	-	18,900	0,020
Cu	189	-	189	0,196
Mo	40,635	-	40,6	0,0
Fe	93417,336	-	93417,336	96,822
Всего	96513,131	29,285	96483,846	100

Видно, что химический состав стали полностью соответствует заданному и не нуждается в корректировке. Окончательный состав шлака восстановительного периода представлен в таблице 33.

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

Таблица 33 – Масса и состав конечного шлака, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr2O3	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	CaF ₂	Σ
Шлак до десульфурации	463,211	1773,617	0,390	15,486	4,297	70,327	73,763	0,452	0,054	0,064	467,24	2868,906
Десульфурация	-	-	-	-	-	-	-	-	-	29,285	-	29,285
Всего	463,211	1773,617	0,390	15,486	4,297	70,327	73,763	0,452	0,054	29,349	467,24	2898,191
Всего %	15,983	61,197	0,013	0,534	0,148	2,427	2,545	0,016	0,002	1,013	16,122	100

Суммарный материальный баланс восстановительного периода

Израсходовано, кг

- а) металла — 104343,94;
 - б) шлака — 5390,692;
 - в) футеровки ковша — 42,222;
 - г) шлакообразующих — 2485,347, в том числе:
 - 1) извести — 1988,278,
 - 2) плавикового шпата — 497,069;
 - д) легирующих и раскислителей — 2855,711, в том числе:
 - 1) А97 — 56,296
 - 2) ФС90 — 1016,808
 - 3) ФМн90 — 1534,481
 - 4) ФХ100 — 243,431
 - 5) кокса — 4,695;
 - е) кислорода на окисление кокса, кремния и алюминия — 241,023.
- Всего: 115358,936.

Получено, кг;

- а) металла — 106918,24, в том числе:
 - 1) в ДСП — 10434,394,
 - 2) в ковше — 96483,846;
 - б) шлака — 8234,976, в том числе:
 - 1) в ДСП — 5336,785,
 - 2) в ковше — 2898,191;
 - в) газов — 161,647, в том числе:
 - 1) СО₂(известь) — 153,097,
 - 2) СО₂(плавиковый шпат) — 0,994,
 - 3) СО₂(кокс) — 0,061,
 - 4) СО(кокс) — 8,489.
- Всего: 115314,863.

Невязка — $115358,936 - 115314,863 = 44,072$ кг или $\frac{44,072}{115358,936} \cdot 100 = 0,038\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

Суммарный материальный баланс плавки

Израсходовано, кг (суммируются данные по суммарным материальным

балансам всех периодов):

- 1) Отходов А-2 — 90300;

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

2) Чугун — 14700
 1) ФМн90 — 1534,481;
 2) ФХ-100 — 243,431
 4) ФС90 — 1016,808;
 5) А97 — 56,296;
 6) кокса — 4,695;
 7) извести (суммируется по всем периодам) — 4288,278;
 8) плавикового шпата — 497,069;
 9) футеровки печи — 587,19;
 10) футеровки печи–ковша — 42,222;
 11) руды — 6444,178;
 12) газов (суммируется по всем периодам) — 3146,99.
 Всего: 122861,638.

Получено, кг (суммируются данные по суммарным материальным

балансам всех периодов):

1) металла (в ковше и в ДСП) — 106918,24;
 2) шлака в ДСП — 5336,785;
 3) шлака печи–ковша — 2898,191;
 4) пыли, уносимой газами (суммируется по всем периодам) — 3637,407;
 5) газов (суммируются по всем периодам) — 4393,13.
 Всего: 123183,75.

Невязка — $122861,638 - 123183,75 = 322,114$ кг или $\frac{322,114}{123183,75} \cdot 100 = 0,261\%$.

3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

Одной из основных задач при непрерывной разливке стали является управление процессом кристаллизации металла с целью создания условий для

формирования качественного слитка, обеспечивающего получения высоких показателей прокатки. Качество непрерывнолитой заготовки связано с условиями затвердевания. Затвердевание заготовки происходит в течение 10-20 минут и сопровождается сложными физико-химическими процессами, включающими явления массопереноса, изменения химического состава стали. В структуре заготовки обычно явно различимы следующие зоны: корка слитка – зона мелких беспорядочно ориентированных кристаллов (толщина ее зависит от условий разливки и интенсивности охлаждения и составляет 10-20 мм), зона столбчатых кристаллов и осевая зона равноосных беспорядочно ориентированных кристаллов с повышенной концентрацией ликватов и следами усадочных явлений. При неправильном охлаждении и температурных параметров разливки образуются дефекты. Дефекты формируются в процессе затвердевания и могут развиваться как внутри литой заготовки, так и на внешней поверхности. В большинстве случаев дефекты оказывают негативное влияние на производство, вызывая отбраковку или увеличение себестоимости производства в результате необходимости приведения заготовок в соответствие с требуемыми техническими условиями перед их прокаткой. Одним из таких дефектов является местное охрупчивание[9].

Местное охрупчивание - это повышенная шероховатость и трещинообразование на поверхности заготовки, межкристаллитные трещины по границам первичных зёрен, которые особенно проявляются при горячей деформации (рисунок 4). Причиной возникновения являются легкоплавкие, выделяющиеся по границам зёрен металлические фазы, которые содержат медь и цинк. Они снижают пластичность и вязкость стали. Вместе с медью, которая поступает из скрапа, «натирание» с медных кристаллизаторов также может приводить к сильному локальному обогащению медью и возникновению хрупкости. Для того, чтобы защитить медные кристаллизаторы от истирания, их следует хромировать. Так же для устранения данного дефекта заготовку необходимо обрабатывать (строгать).

При нагреве перед горячей деформацией медь «выпотевает» к граничной поверхности окалина-сталь, что при высокой локальной концентрации приводит к ликвации меди по границам зёрен. В этих условиях при горячей деформации возникают трещины.

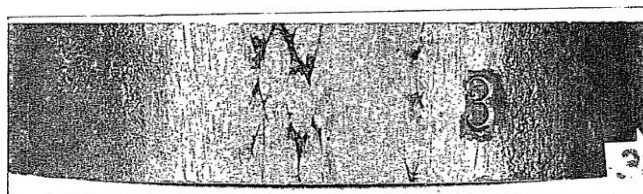


Рисунок 4 - Местное охрупчивание
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

В таблице 34 представлены зарубежные аналоги марки стали 10Г2С1.

Таблица 34 - Зарубежные аналоги марки стали 10Г2С1

Германия	10MnSi7, 11MnSi6
Евросоюз	10MnSi63KE, 10MnSi74KE
Болгария	10G2S1

Дуговая вакуумная печь.

В этих установках в качестве источника тепла для расплавления металла используют электрическую дугу постоянного тока. Конструкции дуговых вакуумных печей можно разделить на две основные группы: печи с расходуемым электродом и печи с нерасходуемым электродом. Принцип действия дуговой вакуумной печи с расходуемым электродом заключается в том, что между электродом, которым служит материал, предназначенный для плавления и затравкой, находящейся в изложнице, возникает дуга. Тепло, выделяющееся в результате горения дуги, расплавляет электрод; жидкий металл, проходя зону дугового разряда в виде отдельных капель, постепенно наполняет медную водоохлаждаемую изложницу.

Дуга горит между металлическими электродами. Катодом является расходуемый электрод, анодом — поверхность ванны жидкого металла, интенсивно охлаждаемая через стенки кристаллизатора и затвердевшие слои слитка.

На рисунке 5 показана схема устройства вакуумной дуговой печи с расходуемым электродом. В корпусе 1 вакуумной печи устанавливают расходуемый электрод 3, который предварительно выплавляют в специальных кокилях (длинных изложницах) или получают методом обработки давлением из слитков или заготовок. Электрод зажимают в камере 10 электрододержателем 12. К подвижному штоку 11, несущему электрод, присоединены подвод 8 и отвод 9 воды для охлаждения электроде держателя. Ток подводится к электроду от шинпровода 7. В медном кристаллизаторе 4 полость 5 охлаждается водой. Через токопровод 6 ток подводится к медному кристаллизатору. Расходуемый электрод переплавляется в вакуумной камере 2, где вторым электродом (положительным) является выплавляемый металл. При дуговой плавке расплавленный металл стекает с электрода в виде мелких капель, в общей массе имеющих огромную поверхность, в результате чего из металла интенсивно выделяются газы. Поэтому после переплавления электрода в вакуумной камере получается металл или сплав, отвечающий весьма высоким требованиям по содержанию газовых включений.

Печи с нерасходуемыми электродами отличаются от печей с расходуемым электродом тем, что в них применяется электрод, изготовленный из графита или вольфрама. В процессе плавки частицы материала электрода переходят в расплавленный металл, что приводит к загрязнению слитка и образованию

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

вольфрамовых включений. Вследствие этого дуговые вакуумные печи с нерасходуемым электродом промышленного применения не получили.

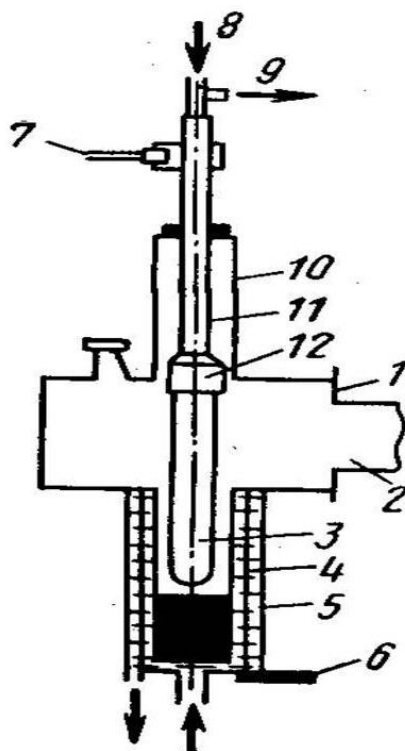


Рисунок 5 - Схема устройства вакуумной дуговой печи с расходуемым электродом.

Преимущества:

- возможность безокислительного нагрева металлов;
- во многих случаях применение низкого давления печной среды вместо защитных и инертных газов экономически выгоднее;
- обеспечение высокой чистоты металла благодаря вакууму;
- увеличение рабочей температуры в печи за счет защиты нагревателей от окисления — отсутствие контакта жидкого металла с керамическими материалами.

Недостатки: ограниченное время пребывания металла в жидком состоянии, что существенно снижает рафинирующие возможности вакуума.

5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

Система ADS (Automatic Dipping System – Система автоматического погружения) - это автоматический роботизированный манипулятор,

										Лист
										82
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					

предназначенный для измерения температуры, содержания кислорода, углерода и отбора образцов стали в электродуговых печах и печах-ковшах, представлен на рисунке 6. Применение роботизированных систем ADS поможет усовершенствовать и оптимизировать производственный процесс благодаря следующим эксплуатационным и экономическим преимуществам:

- повышение безопасности труда;
- оптимизация продолжительности плавки (при погружении робота печь продолжает работать);
- качество выполненных измерений и отбираемых образцов стали, т.к. робот погружается в стальной расплав всегда в одной точке;
- возможность использования комбинированных зондов, что снижает продолжительность замеров и износ робота.

Недостатки данной системы:

- дороговизна и сложность в обслуживании;
- трудность в установке.

Данная технология успешно применяется на заводах Европы, Китая, Японии и других стран.

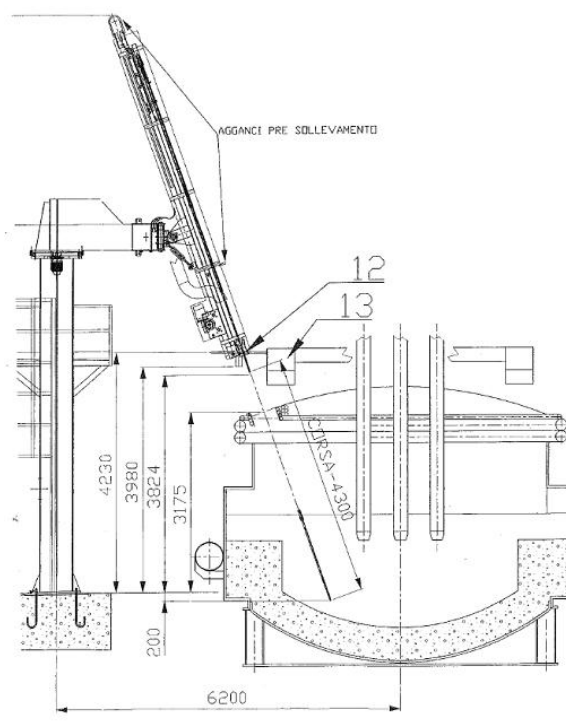


Рисунок 6 - Автоматический роботизированный манипулятор

6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

6.1 Общие требования охраны труда

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		83

Охрана труда – система сохранения жизни и здоровья работников в процессе трудовой деятельности, которая включает в себя правовые, социально-экономические, организационно-технические, санитарно-гигиенические, профилактические, реабилитационные и иные мероприятия.

Прямые обязанности по обеспечению безопасных условий и охраны труда возлагаются на работодателя.

Работодатель обязан обеспечить:

– безопасность работников при эксплуатации зданий, сооружений, оборудования, осуществлении технологических процессов, а также применяемых в производстве инструментов, сырья и материалов;

– применение сертифицированных средств индивидуальной и коллективной защиты работников;

– соответствующие требованиям охраны труда условия труда на каждом рабочем месте;

– режим труда и отдыха работников в соответствии с трудовым законодательством и иными нормативными правовыми актами, содержащими нормы трудового права;

– приобретение и выдачу за счет собственных средств сертифицированных специальной одежды, специальной обуви и других средств индивидуальной защиты, смывающих и обезвреживающих средств в соответствии с установленными нормами работникам, занятым на работах с вредными и (или) опасными условиями труда, а также на работах, выполняемых в особых температурных условиях или связанных с загрязнением;

– обучение безопасным методам и приемам выполнения работ и оказанию первой помощи пострадавшим на производстве, проведение инструктажа по охране труда, стажировки на рабочем месте и проверки знания требований охраны труда;

– недопущение к работе лиц, не прошедших в установленном порядке обучение и инструктаж по охране труда, стажировку и проверку знаний требований охраны труда;

– организацию контроля за состоянием условий труда на рабочих местах, а также за правильностью применения работниками средств индивидуальной и коллективной защиты;

– проведение аттестации рабочих мест по условиям труда с последующей сертификацией организации работ по охране труда;

– в случаях, предусмотренных трудовым законодательством и иными нормативными правовыми актами, содержащими нормы трудового права, организовывать проведение за счет собственных средств обязательных предварительных (при поступлении на работу) и периодических (в течение

										Лист
										84
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					

трудовой деятельности) медицинских осмотров (обследований), обязательных психиатрических освидетельствований работников, внеочередных медицинских осмотров (обследований), обязательных психиатрических освидетельствований работников по их просьбам в соответствии с медицинскими рекомендациями с сохранением за ними места работы (должности) и среднего заработка на время прохождения указанных медицинских осмотров (обследований), обязательных психиатрических освидетельствований;

– недопущение работников к исполнению ими трудовых обязанностей без прохождения обязательных медицинских осмотров (обследований), обязательных психиатрических освидетельствований, а также в случае медицинских противопоказаний;

– информирование работников об условиях и охране труда на рабочих местах, о риске повреждения здоровья и полагающихся им компенсациях и средствах индивидуальной защиты;

– предоставление федеральным органам исполнительной власти, осуществляющим функции по выработке государственной политики и нормативно-правовому регулированию в сфере труда, федеральным органам исполнительной власти, уполномоченным на проведение государственного надзора и контроля за соблюдением трудового законодательства и иных нормативных правовых актов, содержащих нормы трудового права, другим федеральным органам исполнительной власти, осуществляющим функции по контролю и надзору в установленной сфере деятельности, органам исполнительной власти субъектов Российской Федерации в области охраны труда, органам профсоюзного контроля за соблюдением трудового законодательства и иных актов, содержащих нормы трудового права, информации и документов, необходимых для осуществления ими своих полномочий;

– принятие мер по предотвращению аварийных ситуаций, сохранению жизни и здоровья работников при возникновении таких ситуаций, в том числе по оказанию пострадавшим первой помощи;

– расследование и учет в установленном настоящим Кодексом, другими федеральными законами и иными нормативными правовыми актами Российской Федерации порядке несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний;

– санитарно-бытовое и лечебно-профилактическое обслуживание работников в соответствии с требованиями охраны труда, а также доставку работников, заболевших на рабочем месте, в медицинскую организацию в случае необходимости оказания им неотложной медицинской помощи;

– беспрепятственный допуск должностных лиц федеральных органов исполнительной власти, уполномоченных на проведение государственного надзора и контроля, органов Фонда социального страхования Российской Федерации, а также представителей органов общественного контроля в целях

проведения проверок условий и охраны труда и расследования несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний;

- выполнение предписаний должностных лиц федеральных органов исполнительной власти, уполномоченных на проведение государственного надзора и контроля, и рассмотрение представлений органов общественного контроля в установленные настоящим Кодексом, иными федеральными законами сроки;

- обязательное социальное страхование работников от несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний;

- ознакомление работников с требованиями охраны труда;

- разработку и утверждение правил и инструкций по охране труда для работников с учетом мнения выборного органа первичной профсоюзной организации или иного уполномоченного работниками органа в порядке, установленном статьей 372 настоящего Кодекса для принятия локальных нормативных актов;

- наличие комплекта нормативных правовых актов, содержащих требования охраны труда в соответствии со спецификой своей деятельности.

6.2 Анализ опасных производственных факторов

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

К опасным производственным факторам на анализируемом участке работы относятся:

- подвижные части оборудования, вращающиеся и перемещающиеся механизмы;

- электрический ток;

- раскаленные элементы агрегатов и оборудования, а также металл в расплавленном состоянии.

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

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

Подъемно-транспортное оборудование для перемещения грузов в цехе представлено рольгангами, поперечными и продольными транспортерами с цепными шлепперами, передаточными тележками и мостовыми кранами. При эксплуатации этого оборудования возможно травмирование персонала

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

движущимися частями, падающим грузом, электрическим током. Серьезная опасность возникает при обрыве несущих органов (канатов, тросов).

Все части подъемно-транспортного оборудования, представляющие опасность при эксплуатации, надежно ограждены.

Непредусмотренный контакт работающих с перемещаемыми грузами исключен, обеспечена надежная прочность механизмов. Запас грузовой устойчивости не менее 25%. На каждом устройстве находятся бирки с указанием всех технических характеристик, а так же отмечен последний срок проверки и допуск к работе. К работе с подъемно-транспортными машинами допускаются только лица прошедшие специальную подготовку, инструктаж по технике безопасности и имеющие допуск к работе с этими машинами.

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

Электробезопасность– это система организационно-технических мероприятий и средств обеспечения защиты людей от вредного и опасного воздействия электрического тока, электрической дуги, электромагнитного поля, статического электричества. ОНРС относится к помещению с повышенной электрической опасностью. Максимальная мощность электрического тока на рабочем месте – 30 МВт, максимальный ток – 10 кА. Все металлические и токонесущие части оборудования, которые из-за нарушения изоляции могут оказаться под напряжением заземлены и занулены. Сопротивление заземления не более 4 Ом. Рабочие не имеют права самостоятельно проводить ремонт электротехнического оборудования. На участках, связанных с опасностью поражения электрическим током, имеются предостерегающие таблички и надписи.

Раскаленные элементы агрегатов и оборудования, а также металл в расплавленном состоянии могут стать причиной термических ожогов работников при несоблюдении правил и требований безопасности и неосторожном обслуживании агрегата внепечной обработки. Они же являются источником теплового излучения. Для защиты рабочего персонала от теплового излучения источники излучения закрываются защитными экранами. С целью уменьшения времени пребывания персонала в зоне повышенных температур используются способы дистанционного и автоматического управления процессами. [6]

6.3 Анализ вредных производственных факторов

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		86

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

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

- запыленность воздуха рабочей зоны;
- загазованность воздуха рабочей зоны;
- производственный шум и вибрация [6].

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

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

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

Основное коллективное средство защиты от данного вредного производственного фактора – система пылеулавливания и отведения выделяющихся газов, а также изоляция человека от источника пыли посредством автоматизации, механизации и дистанционного управления процессами.

Индивидуальные средства защиты от пыли (респираторы, очки, местная вытяжная вентиляция), как правило, применяются при ремонтах, техническом осмотре оборудования и разгрузочных работах. Все пульта управления представляют собой изолированные кабины, где имеется местная вентиляция.

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

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

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

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

По уровню общей вибрации (СН 2.2.4/2.1.8.566-96) производство относится к классу 2 (допустимый). Для предотвращения её вредного воздействия

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

применяется балансировка оборудования и удаление рабочего персонала из опасных зон.

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

6.4 Кондиционирование воздуха

Кондиционирование воздуха создаёт и автоматически поддерживает внутри производственных помещений заданную температуру, относительную влажность, чистоту и скорость движения воздуха.

Установки для кондиционирования очищают, нагревают или охлаждают, увлажняют или подсушивают подаваемый в помещение воздух.

Установки для кондиционирования воздуха снабжаются приборами автоматического регулирования. Кондиционеры автономные общего назначения обеспечивают автоматическое регулирование воздуха в помещениях от +18 до +28 °С с точностью до ± 1 °С. Изготавливают также кондиционеры с регулированием относительной влажности воздуха в помещении от 30 до 70% с точностью $\pm 5\%$.

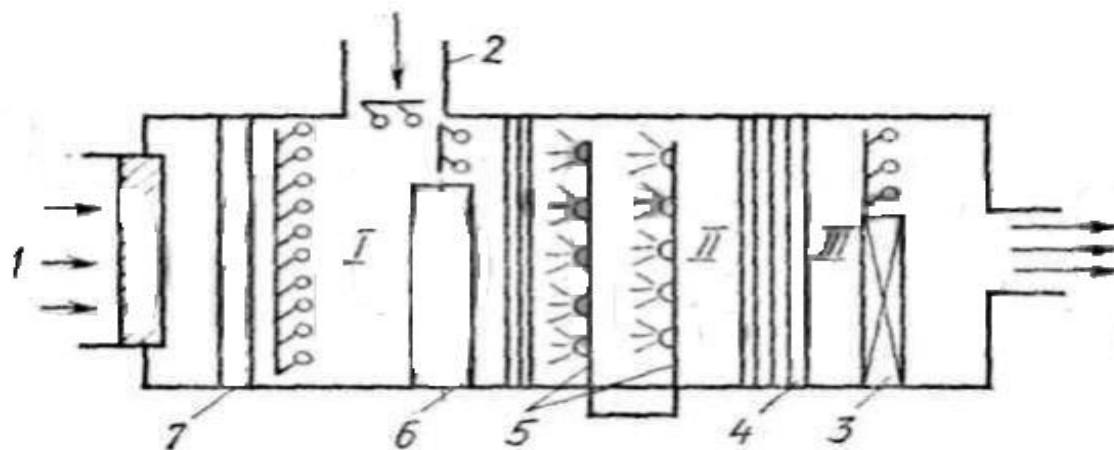


Рисунок 7 - Схема кондиционера, предназначенного для полной обработки воздуха в двух степенях рециркуляции.

I - камера смешения воздуха; II - промывная камера; III - камера второго подогрева; 1 - воздуховод наружного воздуха; 2 - воздуховод рециркуляционного воздуха; 3, 6 - калориферы; 4 - капле-отделитель; 5 - форсунки; 7 - фильтр.

Наружный воздух поступает через жалюзийную решётку, очищается от пыли в фильтре. Далее, посредством клапанов воздух частично или полностью

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

направляется в калориферы первого подогрева или непосредственно в камеру смешения. В ней свежий подогретый воздух смешивается с некоторым объёмом рециркулируемого воздуха, возвращаемого из обслуживаемого кондиционером помещения, проходящего через клапан. Клапаны, установленные на подаче горячей воды в калориферы, регулируют степень нагрева в них воздуха.

Из первой ступени рециркуляции воздух поступает в оросительную камеру, где он увлажняется и поступает в камеру смешения, где к нему по воздухопроводу вновь подводится рециркулируемый воздух. При необходимости воздух может быть вновь подогрет в калорифере, регулируемом клапаном. Объем воздуха, проходящий через калорифер или минуящий его, регулируется сдвоенным клапаном. От кондиционера воздух вентилятором подается в обслуживаемое помещение.

Регулирование подачи в оросительную систему холодной воды осуществляется клапаном, а горячей - трехходовым смесительным краном.

Данный тип кондиционера обеспечивает очистку воздуха от пыли, первичный нагрев и увлажнение в оросительной камере, смешение с рециркулируемым воздухом и вторичный подогрев перед подачей в обслуживаемое помещение.

Использование рециркулируемого воздуха предусмотрено из экономических соображений. Летом, при высокой температуре наружного воздуха, подача его в кондиционер потребует большого расхода холодной воды. Зимой, наоборот, потребует большого расхода тепла на подогрев воздуха.

В электросталеплавильном цехе кондиционеры используют только в помещениях с пультами для управления печами и в рабочих замкнутых помещениях. Использование кондиционеров в самом цехе не целесообразно, так как он имеет огромное не замкнутое пространство, и воздух снаружи беспрепятственно попадает внутрь цеха.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
						99
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

В работе разработан технологический цикл производства стали марки 10Г2С1, который выглядит следующим образом:

1. Подготовка шихты;
2. Выплавка в ДСП-120;
3. Доводка на АКП-100;
4. Разливка на МНЛЗ.

Изучен химический состав, свойства и назначение данной марки стали. Выяснилось, что сталь применяют для ответственных сооружений: мостов, газопроводов, частей паровых котлов, сосудов под давлением.

Произведён расчёт материального баланса плавки, невязка составила 0,261%.

Так же был рассмотрен такой дефект, как местное охрупчивание, а именно из-за чего данный дефект возникает, как его устранять и какие меры использовать для избегания его появления.

Приведены зарубежные аналоги стали марки 10Г2С1 стран Евросоюза, Германии и Болгарии. А так же рассмотрена дуговая вакуумная печь. В выпускной квалификационной работе предложено одно из возможных направлений модернизации производства в качестве внедрения автоматического роботизированного манипулятора, который способен измерять температуру, содержание кислорода и углерода, а так же отбора образцов стали в электродуговых печах и печах-ковшах.

Была рассмотрена одна из важных частей металлургического производства: охрана труда и техника безопасности, в которой описаны обязанности работодателей и рабочих с целью свести к минимуму вероятность поражения или заболевания работающего с одновременным обеспечением комфорта при максимальной производительности труда. Особое внимание было уделено кондиционированию воздуха, так как на производстве немаловажным фактором является поддержание микроклимата.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

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

- 1 Рябов, А.В. Расчёт процесса электроплавки: Учебное пособие / А.В. Рябов, И.В. Чуманов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. – 175 с.
- 2 Чуманов, И.В. Внепечная обработка стали: Учебное пособие / И.В. Чуманов, А.В.Рябов – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2002. - 43 с.
- 3 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.
- 4 Кудрин, В.А. Внепечная обработка чугуна и стали – М.: Металлургия, 2001. – 336 с.
- 5 Методическое пособие по разливке стали на МНЛЗ. ОАО «АМЗ», 2005. – 72 с.
- 6 Зиньковский, М.М. Безопасность производственных процессов в черной металлургии – М.: Металлургия, 2002. – 480 с.
- 7 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.
- 8 Рябов, А.В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах: Учебное пособие / И.В. Чуманов, М.В. Шишимиров. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2007. – 188 с.
9. М.Л.Бернштейн, Атлас дефектов стали. – М.: Металлургия, 2010. – 187с.