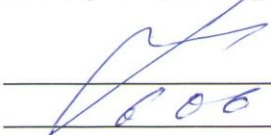


Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Южно-Уральский государственный университет (НИУ)»
Базовая кафедра металлургического производства

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой



В.А. Пашнев
2017 г

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ ТОЛЬКО В ПЕЧАХ И
С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ СТАЛИ

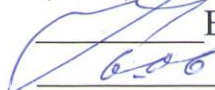
ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ
РАБОТЕ

ЮУрГУ – 22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР

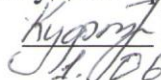
Консультант
Безопасности жизнедеятельности


В.А. Пашнев
2017 г

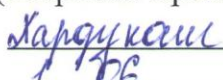
Руководитель проекта
(к.т.н)


В.А. Пашнев
2017 г

Автор проекта
студент группы ДО-563


Куфтерин А.Ю
2017 г

Нормоконтролер
(старший преподаватель)


Н.С. Хардукаш
2017 г

Челябинск 2017 г

АННОТАЦИЯ

Куфтерин А.Ю. Сравнительный анализ производства стали только в печах и с использованием внепечной обработки стали - Аша: ЮУрГУ, МП; 2017, 77 с., 26 табл.; библиогр. список – 18 наим. ., 4 л. чертежей ф. А1, 2 л. плакатов ф. А0

После анализа существующего производства стали только в печах и с использованием внепечной обработки стали предложены: химический состав, применение, технология выплавки, расчет материального баланса, окислительный период, восстановительный период и доведение стали до заданного химического состава в печь-ковше марки стали - 40ХА.

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разраб.</i>	Куфтерин А.Ю.				СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Провер.</i>	Пашнев В.А.						4	80
<i>Н. Контр.</i>	Хардукаш Н.С.				ТОЛЬКО В ПЕЧАХ И С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ	ЮУрГУ, 6-я кафедра МП		<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>	22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР		6	

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	8
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	10
1.1 Назначение выплавляемого сплава	10
1.2 Описание стали.....	10
1.3 Назначение выплавляемой стали.....	13
1.3.1 Оборудование для производства стали 40 ХА.....	13
1.3.2 Сырьевые материалы для производства стали 40ХА.....	15
1.3.3 Выбор огнеупорных материалов	18
1.3.4 Технологическая карта (схема) выплавки.....	19
1.3.5 Контроль качества продукции	27
2 РАСЧЕТ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА ВЫПЛАВКИ СТАЛИ 40ХА В ДСП	27
2.1 Исходные данные для расчета технологических параметров выплавки	28
2.3 Расчет теплового баланса печи	30
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА.....	69
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ	70
5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА	72
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ.....	72
6.1 Общие требования к охране труда	74
6.2 Анализ производственных факторов	77
6.3 Анализ вредных производственных факторов.....	78
6.4 Безопасность при работе с движущимися механизмами	80
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	82
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	84

ВВЕДЕНИЕ

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

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

В нашем городе эта отрасль представлена ашинским метзаводом. В июле 2016 года и город и завод отметили 118 - летие со дня основания.

Начинал свою деятельность завод с доменного производства. Затем позднее, в начале 20 века, вслед за доменными печами были выстроены мартеновские, которые обеспечивали слитками прокатные станы Миньярского, а затем и Златоустовского заводов. Собственное прокатное производство появилось в Аше только во второй половине XX века.

В 1992 году металлургическое предприятие было преобразовано в акционерное общество «Ашинский металлургический завод». После реорганизации и усовершенствования системы управления и оборудования производство стали заметно увеличиваться с 388 до 740 тысяч тонн.

Подробнее остановимся на изменениях следующих лет на сталеплавильном производстве Ашинском мет. заводе и в частности на электросталеплавильной печи Danieli.

Первым шагом коренной реконструкции сталеплавильного производства завода стал ввод в 2005 г. большого энергокомплекса, который работает на газовой установке от мартеновского производства. В ноябре 2005 г. был пущен современный агрегат внепечной обработки стали "ковш-печь" емкостью 100 т. В 2007 г. введены в работу машина непрерывного литья заготовки (МНЛЗ) производства итальянской компании STB, газоочистка, кислородная станция, система оборотного цикла водоснабжения, склад слябов с козловым краном и лаборатория макротемплетов. Пуском МНЛЗ завершился первый этап реконструкции сталеплавильного производства.

Вторым этапом реконструкции было строительство электросталеплавильного цеха (ЭСЦ-2). В 2008-2009 гг., реконструкция была завершена в 2010 г. Всего в реконструкцию сталеплавильного производства Ашинского металлургического завода инвестировано более 10 млрд. рублей собственных средств предприятия. Новая электропечь ДСП-120 сократила время выправления одной партии стали с 4 "мартеновских" часов до 50 минут. При помощи современной системе очистки запыленность выбросов составило не более 10 миллиграммов на кубический метр воздуха, это гораздо ниже российских нормативов.

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР					8

В комплексе со вторым электросталеплавильным цехом за счет средств завода также построены линия электропередачи 220 кВ протяженностью 65 км и электроподстанция "АМЕТ 220/110/35", которые решат проблемы энергоснабжения как на заводе, так и во всем муниципальном районе. Они обеспечат надежным электроснабжением Кропачево-Златоустовский энергоузел и сопредельные районы Башкирии и Челябинской области.

Как сообщил на пуске агрегата генеральный директор ашинского метзавода Владимир Евстратов, коренная реконструкция сталеплавильного производства была начата в 2004 г. и сегодня завершена. В течение нескольких месяцев были поэтапно выведены из эксплуатации и демонтированы все 3 морально устаревшие мартеновские печи предприятия. Их полностью заменила одна электросталеплавильная печь, приобретённая у итальянской компании Danieli.

И для этого есть все основания. В настоящее время во всем мире для массовой выплавки стали и ферросплава в основном применяют дуговые сталеплавильные печи. Они могут плавно и точно регулировать температуру металла. В них выплавляют основную часть высококачественных легированных и высоколегированных сталей (сталей электропечного сортамента), которые затруднительно либо невозможно выплавлять в конвертерах и мартеновских печах, в том числе и сталь 40ХА, выплавке которой посвящена данная работа.

Цель исследования – провести сравнительный анализ производства стали только в печах и с использованием внепечной обработки стали.

Объект исследования – производство стали только в печах и с использованием внепечной обработки стали 40ХА.

Предмет исследования - анализ производства стали только в печах и с использованием внепечной обработки стали 40ХА.

Задачи исследования:

1. Выполнить технологическую часть;
2. Провести расчет материального баланса выплавки стали 40ХА в ДСП;
3. Возможные дефекты конечного продукта производства;
4. Зарубежный опыт производства подобной продукции;
5. Возможные направления модернизации производства;
6. Охрана труда и техника безопасности;
7. Обосновать охрану окружающее среды.

База исследования - Публичное Акционерное Общество Ашинский Металлургический Завод.

Для решения задач исследования использованы методы:

Теоретические - анализ, систематизация, обобщение, схематизация, анализ документации, беседа;

Структура квалификационной работы: Данная ВКР состоит из введения, четырех глав, заключения и библиографического списка.

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		9

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Назначение выплавляемого сплава

Сталь сплава 40ХА является одним из важных конструкционных металлов. Марка стали 40ХА относится к конструкционной легированной марке этого материала, еще ее называют сталь хромистая. Этот металл имеет много разных марок, все марки имеют свои особенности. Ее заменителями являются 45Х, 38ХА, 40ХН, 40ХС, 40ХФ, 40ХР. Данный сплав металла применяется в промышленном строительстве, машиностроении, и других отраслях. Из нее выполняются оси, втулки, валы, вал-шестерни, штоки, коленчатые и кулачковые валы, плунжеры, кольца, оправки, рейки, губчатые венцы, шпиндели, болты, полуоси, и другие улучшаемые детали повышенной прочности.

Сортамент конструкционной легированной стали

Сортовой прокат: в том числе фасонный: ГОСТ 10702-78, ГОСТ 2590-2006, ГОСТ 2591-2006, ГОСТ 2879-2006, ГОСТ 4543-71.

Калиброванный прутки: ГОСТ 7417-75, ГОСТ 8559-75, ГОСТ 8560-78, ГОСТ 1051-73.

Шлифованный прутки и серебрянка: ГОСТ 14955-77.

Лист толстый: ГОСТ 1577-93, ГОСТ 19903-74.

Полоса: ГОСТ 103-2006, ГОСТ 82-70, ГОСТ 1577-93 .

Поковки: ГОСТ 8479-70.

Трубы: ГОСТ 8733-74, ГОСТ 8731-74, ГОСТ 13663-86.

Сталь 40ХА распространено применяется для изготовления метчиков, напильников, сверл, труб, различные детали высокой прочности. Используется в изготовлении инструментов, которые рассчитаны на работу при небольшой скорости, и температуре нагрева не больше 2000 градусов.

1.2 Описание стали

Химический состав стали 40ХА ГОСТ 4543 – 71 приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав стали 40ХА А ГОСТ 4543 – 71

Химический элемент	%
Кремний (Si)	0.17-0.37
Медь (Cu), не более	0.3
Марганец (Mn)	0.5-0.8
Никель (Ni), не более	0.3
Фосфор (P), не более	0.035
Хром (Cr)	0.80-1.10
Сера (S), не более	0.035
Углерод(C)	0.35-0.44

Сталь конструкционная легированная изготавливается по ГОСТ 4543-71.

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		10

ГОСТ 4543-71 - стандарт распространяется на прокат горячекатаный и кованый диаметром или толщиной до 250 мм, калиброванный и со специальной отделкой поверхности из легированной конструкционной стали, применяемый в термически обработанном состоянии. В части норм химического состава стандарт распространяется на все другие виды проката, слитки, поковки и штамповки

В обозначении марки конструкционных легированных сталей две первые цифры указывают среднее содержание углерода в сотых долях процента. Цифры, стоящие после букв указывают примерное содержание легирующего элемента в целых единицах. Отсутствие цифры означает, что содержание этого элемента до 1,5% (по верхнему пределу).

Положительные особенности низколегированных сталей обнаруживаются в термическом обработанном состоянии. Из нелегированных сталей выполняются детали, которые обязательно подвергаются термической обработке. В термически обработанном состоянии все нелегированные стали имеют более высокие показатели сопротивления деформациям.

Другая положительная особенность низколегированных сталей это возможность использования при закалке “мягких” охладителей, например масла. Закалка в мягких охладителях в большой степени снижает брак закалочных трещин и коробления. Повышение запаса вязкости и сопротивления хладноломкости низколегированной стали после закаливания и отпуска увеличивается эксплуатационная надежность деталей машин.

Низколегированные стали относительно подвержены обратимой отпускной хрупкости. В низколегированных сталях после закалки понижается твердость, сопротивление усталости.

Послековки, прокатки низколегированных сталей возникает характерная строчечная структура и повышается неоднородность свойств стали вдоль и поперек направления деформирования. Сталь с такой структурой обладает плохой обрабатываемостью при резании.

Достаточно опасным пороком низколегированных сталей выступают флокены. Флокены это такие светлые пятна в изломе. В поперечном сечении флокены возникают в виде микроскопических трещин с разной ориентацией. Причиной возникновения флокенов является выделение водорода, растворенного в стали.

Механическими свойствами называют такие характеристики как прочность, вязкость, твердость, упругость. Механические свойства определяют поведение материала при деформации и разрушении от действия внешних нагрузок.

Механические свойства стали 40ХА могут быть характеризованы следующими показателями:

Предел текучести σ_T - объясняет напряжение, до достижения которого можно считать металл работающим упруго и пользоваться методами расчета по упругой стадии материала. Временное сопротивление (предел прочности) σ_B характеризует условное напряжение разрыва растянутого образца (отношение разрушающей нагрузки к первоначальной площади сечения).

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		11

Ударная вязкость α_n – работа, затраченная на разрушение специального образца ударным изгибом.

Предел пропорциональности стали 40ХА А – 320–800МПа, предел кратковременной прочности – 570-940МПа, относительное сужение – 35–55%, относительное удлинение – 13–17%, ударная вязкость – 400–850кДж/м².

Таблица 2 – Основные механические свойства

ГОСТ	Состояние поставки, режим термообработки	$\sigma_{0,2}$ (МПа)	КП	ψ %	δ_5 (%)	КСУ (кДж / м ²)	НВ, не более
4543-71	Пруток. Закалка 860 °С, масло. Отпуск 500 °С, вода или масло	780		45	10	59	
8479-70	Поковки:	245	245	30	15	34	143-179
	нормализация	275	275	32	15	29	156-197
	закалка, отпуск	275	275	30	13	29	156-197
	нормализация	315	315	38	17	39	167-207
				35	14	34	
	закалка, отпуск	315	315	30	12	29	167-207
				30	11	29	
	нормализация	345	345	45	18	59	174-217
				40	17	54	
				38	14	49	
	закалка, отпуск	395	395	45	17	59	187-229
				40	15	54	
35				13	49		

Таблица 3 – Механические свойства в зависимости от сечения

Сечение, мм	σ_B (МПа)	$\sigma_{0,2}$ (МПа)	ψ %	δ_4 (%)	КСУ (кДж / м ²)	НВ
Закалка 840-860 °С, вода, масло. Отпуск 580-650 °С, вода, воздух.						
101-200	655	490	45	15	59	212-248
201-300	635	440	40	14	54	197-235
301-500	590	345	38	14	49	174-217

Таблица 4 – Механические свойства 40ХА в зависимости от температуры отпуска

Температура отпуска, °С	σ_B (МПа)	$\sigma_{0,2}$ (МПа)	ψ %	δ_5 (%)	КСУ (кДж/м ²)	НВ
200	1760	1560	35	8	29	552
300	1610	1390	35	8	20	498

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР		Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			12

Продолжение таблицы 4

400	1320	1180	40	9	49	417
500	1150	910	49	11	69	326
600	860	720	60	14	147	265

Таблица 5 – Механические свойства при повышенных температурах

Температура испытаний, °С	$\sigma_{в}$ (МПа)	$\sigma_{0,2}$ (МПа)	ψ %	δ_5 (%)	КСУ (кДж / м ²)
Закалка 830 °С, масло. Отпуск 550 °С					
200	880	700	42	15	118
300	870	680	58	17	
400	690	610	68	18	98
500	490	430	80	21	78
Образец диаметром 10 мм, длиной 50 мм кованный и отожжённый. Скорость деформирования 5 мм/мин, скорость деформации 0,002 1/с					
700	175	140	78	33	-
800	98	54	98	59	
900	69	41	100	65	
1000	43	24	100	68	
1100	26	11	100	68	
1200	24	11	100	70	

Таким образом, марка стали 40ХА обладает устойчивыми и надежными механическими свойствами после термической обработки. Это объясняется тем, что легирующие элементы удерживают диффузионные процессы и оказывают, поэтому большое влияние на фазовые превращения, протекающие при закалке и отпуске, задерживая распад мартенсита и огрубление частиц карбидов. Для получения требуемой твердости металл подвергают отпуску при высокой температуре, что позволяет, полностью снять закалочное напряжение, и получить лучшее сочетание прочности и вязкости.

1.3 Назначение выплавляемой стали

На сегодняшний день существует большое количество современных способов получения стали. Практически все известные способы получения стали предусматривают непосредственный процесс рафинирования от примесей. Наиболее распространёнными способами являются: выплавка стали в мартеновских печах, в конвертерах и электропечах [2].

1.3.1 Оборудование для производства стали 40 ХА

Шихтовый пролет

Скрап подается в шихтовый пролет железнодорожным или автомобильным транспортом.

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		13

В пролете имеются два железнодорожных въезда и два въезда для автотранспорта. Из транспорта скрап перегружается двумя мостовыми электрическими кранами с магнитными шайбами на транспортер системы «CONSTEEL» или в закрома для хранения. Объем закромов для хранения скрапа составляет 18500 м³, что позволяет иметь запас на 3,35 суток работы печи при среднем насыпном весе скрапа 0,8 т/ м³.

В центре пролета размещается оборудование системы «CONSTEEL». Система «CONSTEEL» состоит из двух загрузочных секций, на которые осуществляется погрузка скрапа двумя мостовыми кранами с магнитными шайбами; третья секция промежуточная, выходящая в печной пролет, на ней скрап подогревается удаляемыми из печи газами. Эта секция укрыта футерованными колпаками.

Печной пролет

Дуговая сталеплавильная печь размещена в печном пролёте. Скрап из шихтового пролета конвейером системы «CONSTEEL» подается на загрузочную тележку, которая подает скрап в рабочее пространство печи. Фундамент, под печь и под загрузочную тележку выполняется единым, чтобы не было проблем при эксплуатации с неравномерностью осадки фундаментов.

Печь номинальной емкостью 120 т размещается в пролете, с выпуском стали в сторону ковшевого пролета. Ковш подается под печь на сталевозе из ковшевого пролета. На сталевозе имеется система подвода энергоносителей - гибкий кабель электропитания двигателей тележки и гибкий шланг подвода аргона к трубной разводке на стальковше. Система подвода энергоносителей защищена стенкой от попадания брызг металла и шлака.

Управление работой печи ведется из поста управления, расположенного в межколонном пространстве. Выпуск стали осуществляется оператором из поста, расположенного за печью.

Рядом с печью размещается здание печного трансформатора, имеющее три этажа со следующими помещениями:

Первый этаж — расположены помещения гидравлики и аккумуляторной ДСП, помещения клапанных стендов, стендов кислорода и природного газа. Газовые аккумуляторы со сжатым азотом, которые предназначены для поднятия свода и срабатывания всех приводов, задействованных во время аварийной ситуации.

Второй этаж — электропомещение высоковольтных выключателей и электрооборудования, помещение пожаротушения

Третий этаж — помещение печного трансформатора.

Для обслуживания ДСП имеется рабочая площадка. В районе выпускного отверстия печи имеется рабочая площадка, на которой в свою очередь располагается ещё одна – выкатная площадка для обслуживания печи.

На рабочей площадке размещаются стенды для ремонта свода и кожуха печи, стенд для наращивания и хранения графитированных электродов и расходные материалы для ДСП, работает погрузчик. Во время ремонтов печи на рабочую площадку складываются части и механизмы ДСП.

Все мастерские оборудуются подвесными кран-балками грузоподъемностью до 2 т и тележками для завоза оборудования. Под рабочей площадкой имеется

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		14

въезд для автотранспорта, в т.ч. с порошковым углеродом (типа муковоз), где происходит его разгрузка.

Ковшевой пролет

В ковшевом пролете размещается пылеосадительная камера газохода первичных (горячих) газов от ДСП. Пыль из камеры периодически, при холодных ремонтах печи, вывозится фронтальным погрузчиком типа ПУМ-500 и утилизируется по существующей на заводе технологии. К пылеосадительной камере сверху крепятся секции водоохлаждаемого газохода. Трасса водоохлаждаемого газохода начинается от третьей секции системы «CONSTEEL» проходит через пылеосадительную камеру и выходит за цех между колоннами. Между этими же колоннами организован железнодорожный и въезд автотранспорта в печной пролет.

В ковшевом пролете размещается оборудование для хранения и транспортировки порошков углерода. В комплект оборудования входят: бункеры для хранения, ёмкости с инжекторами, система транспортирования и система КИПиА. Далее в пролете размещаются три горизонтальных стенда для стальной. На этих стендах происходит нагрев футеровки ковшей и замена шибберных плит затвора (или всего затвора) стальной. Участок обслуживается консольно-поворотным краном грузоподъемностью 1 т с длиной консоли 8 м.

1.3.2 Выбор шихты для выплавки

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

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

1.3.2 Сырьевые материалы для производства стали 40ХА

Сталью называется особый сплав железа с углеродом с добавлением других элементов, где содержание углерода находится от 0,03 до 2 %. Сырье для производства стали: передельный чугун, технические металлы и вторичные черные металлы, ферросплавы. Из числа технических металлов используют марганец и хром металлические, кремний кристаллический.

Вторичные черные металлы представлены как лом и отходы. Вторичные черные металлы делятся на виды (лом стальной, доменный приезд, лом чугунный), категории (А — нелегированный металл; Б — легированный металл) и классы (I и II в зависимости от состояния поставки, степени чистоты, габаритов и массы). Подготовка шихтовых материалов требует отбора металлической шихты, легирующих, шлакообразующих и заправочных материалов, окислителей, которые используются при выплавке стали.

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						15

22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР

Они должны соответствовать требованиям нормативно-технической документации.

В производственном процессе не допускается использование шихты, загрязненной цветными металлами.

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

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

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

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

Размер кусков шлакообразующих материалов не должен превышать 150 мм.

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

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

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		16

Шихта должна состояться из углеродистых отходов, чистых по хрому, никелю и меди.

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

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

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

Завалка металлического сырья основана на применении технологии процесса «Consteel» (непрерывная сталь). Известь и другие добавки вводятся на транспортер конвейера после подогревателя .

Для предупреждения возможности окисления металлической шихты горение в подогревателе контролируется по температуре и составу отходящего из него газа так, что в прилегающей к дуговой печи зоне поддерживается восстановительная атмосфера, а на входе — окислительная.

При конвекторном процессе в качестве основы применяется примеси, расплавленный чугун, отходы руды, отходы металлического лома или флюса. Сжатый воздух подается по технологическим отверстиям на подготовленную основу, способствуя равномерному протеканию химических реакций. В кислородно - конвертерном процессе участвует тепловое воздействие, благодаря нему происходит окисление кислорода и примесей. Вплавление стали может протекать в агрегатах с разной футеровкой и распространенным способом защиты конструкций огнеупорным кирпичом и доломитовой массой.

По классу футеровки конвертерный метод делится на томасовский и бессемеровский процесс.

Особенностью томасовского способа есть тщательная переработка чугуна, имеющего до 2 % фосфорных примесей. Касаемо техники футеровки - ее проводят с применением оксидов кальция и магния. Благодаря этому решению шлакообразующие элементы насыщаются избыточным количеством оксидов.

Протекание фосфорного горения является одним из важных источников тепловой энергии в нашем случае. Томасовские сплавы различаются малым содержанием углерода, его часто применяются в качестве технического железа. Для получения стали может использоваться выработка фосфористого шлака с целью последующего применения в качестве удобрения на земляных почвах с повышенной кислотностью.

Электротермический способ на сегодняшний день считается самым эффективным и современным. В сравнение с мартеновскими печами и конвертером способом эта методика дает возможность точно контролировать качество стали – в том числе за счет коррекции химического состава. Большого внимания заслуживает контакт печных камер с воздушной средой.

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		17

Электротермическая технология получения стали имеет минимальный доступ к воздуху, давая другие преимущества. Это позволяет снизить скопления монооксида железа и посторонних частиц в сплаве, а также обеспечивать эффективное выгорание фосфора и серы. Температурный режим на уровне 1650 °С позволяет выполнять плавление проблемных шлаков, которые требуют термического воздействия на повышенных мощностях. Кроме того в электропечах возможно осуществлять легирование стали с помощью тугоплавких металлов - вольфрам и молибден. Большим недостатком получения стали в электрических печах является затрата больших объемов электроэнергии, что само по себе делает процесс самым дорогостоящим.

1.3.3 Выбор огнеупорных материалов

Подина и откосы. В течение длительного времени огнеупорная футеровка подины напрямую контактирует с расплавленными металлом и шлаком. Далее при загрузке холодной шихты происходит быстрое охлаждение подины. В момент загрузки шихты корзиной подина испытывает механический удар, а поверхностный слой подины изнашивается врезавшимися кусками скрапа.

После завершения изготовления металла футеровка подины напрямую контактирует со шлаком и насыщается им. В большей степени, чем подина, воздействию шлаков при высоких температурах подвергается футеровка откосов, в связи с этим откосы являются слабым участком футеровки электропечей. Футеровка подины и откосов подвержена сильному влиянию указанных факторов, но и сама очень сильно влияет на процесс сталеплавильной ванне.

Исходя из назначения и тяжелых условий работы футеровки подины и откосов, к ней предъявляют ряд требований. Рабочий слой подины, который контактирует с металлом и шлаком, обязан обладать высокой термостойкостью, огнеупорностью, противостоять химическому и механическому воздействию металла и шлака. Подина должна быть механически прочной, чтобы выдерживать механические удары при загрузке шихты, и иметь большие тепловые сопротивления.

Для футеровки электропечи применяют периклазовые из плавного сырья огнеупоры, обладающие очень высокой огнеупорностью и термостойкостью.

Ванна электропечи обязана иметь комбинированную футеровку из периклазовых и периклазоуглеродистых кирпичей и периклазовой набивной массы, выпускное отверстие электропечи - специальные периклазовые огнеупоры, а огнеупорная часть свода электропечи выполняется из муллитовых (высокоглиноземистых) огнеупоров.

						22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			18

1.3.4 Технологическая карта (схема) выплавки.

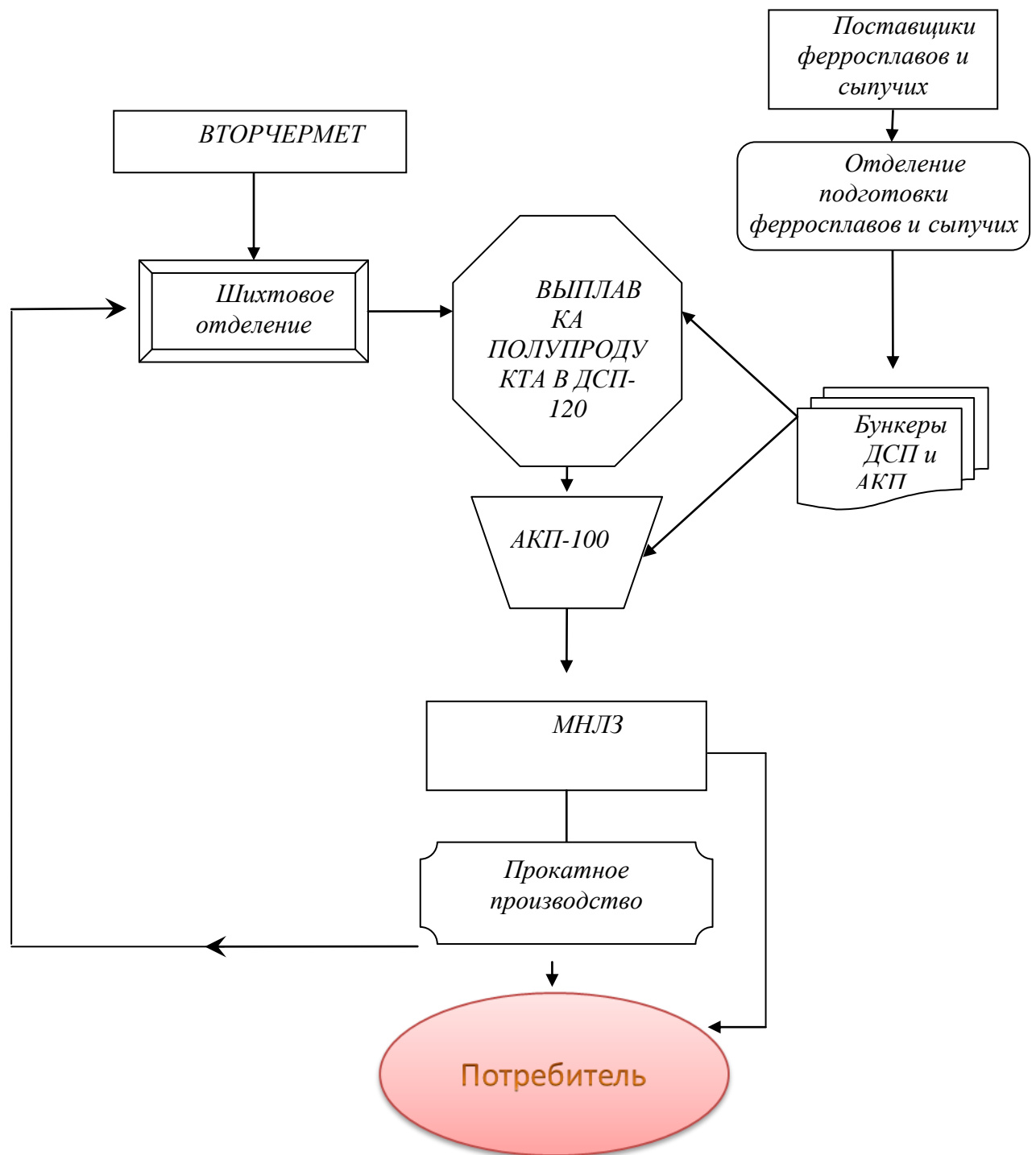


Рисунок 1 – Технологическая схема выплавки стали 40ХА

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР

Лист

19

Методы выплавки стали 40 ХА в ДСП

Сталь в дуговой печи выплавляется по двум вариантам:

- с завалкой металлошихты на "болото" (40–50т металла предыдущей плавки)
- с завалкой металлошихты на "сухую" подину, очищенную от остатков шлака и металла от предыдущей плавки. Проводятся: после холодного ремонта подины в течение первых двух плавов подряд. При превышении температуры подины в одной из нескольких замеряемых точек более чем 300 °С. По указанию старшего мастера печного участка с целью контроля за состоянием футеровки подины печи.

Подготовка печи

Выплавка производится при твердом состоянии подины и откосов, с защитным гарнисажом на водоохлаждаемых панелях стен и свода, с очищенным и засыпанным эркерным отверстием, рабочими электродами, и надежной работе охлаждающей системы, механизмов, электроаппаратуры и газоочистки. После ремонта стен выплавляется две плавки общего назначения. После замены подины выплавляется 3 плавки стали общего назначения по специально утвержденному начальником цеха электрическому режиму.

Подготовка печи к завалке лома осуществляется в следующей последовательности: перед завалкой бадьи электроды выставляются на полный подъем и, по достижению верхнего концевого выключателя, автоматически блокируются в безопасном положении. Производится открытие свода печи. Предварительно необходимо отсоединить систему дымоотсоса, осуществить подъем и поворот свода и закрыть дверцу шлаковой летки. После выгрузки лома из бадьи (корзины), поправить лом внутри печного пространства, используя бадью. Затем закрыть свод и подать напряжение на электроды. Произвести опускание электродов в автоматическом режиме. После расплавления "болота" начинается ввод лома в печь при помощи системы непрерывной загрузки Consteel. Масса загруженного лома контролируется при помощи системы взвешивания, установленной на платформе печи. Выпуск первых двух плавов осуществлять «насухо», с обязательным контролем состояния подины и откосов и их заправкой. После выпуска предыдущей плавки производится удаление остатков шлака и настывей из канала эркера и торца концевой втулки эркерного выпуска. Отверстие снизу плотно заделывается каолиновой ватой на высоту от 250 до 300 мм, после чего эркер закрывается затвором. Далее отверстие засыпается массой марки TheramerFill 226 до образования «горки» над уровнем футеровки подины.

Плавление стали 40 ХА на ДСП

После завалки металлошихты свод переводят в рабочее положение и сталевар производит включение печи в соответствии с утверждённым электрическим режимом. Сразу после включения печи, включают в установленном режиме стеновые комбинированные фурмы-горелки. После расплавления первой загрузки до определенной степени подают лом, чугун, ГБЖ, углеродсодержащие материалы фракцией 5 – 20 мм через отверстие Consteel, расположенное на боковой стене ДСП. Шлакообразующие материалы (известь, плавиковый шпат, глиноземсодержащие материалы) подают посредством системы перемещения материалов через свод. Объем подаваемого лома регулируется за счет

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		20

компьютерной программы в зависимости от потребляемой мощности, доступной электрической и химической энергии, а также температуры ванны.

Данная программа учитывает также объем вводимого УСМ фракцией 0,1 – 3 мм и извести или известняка. В случае недостаточной пенности шлака или чрезмерной подачи лома необходимо: сократить интенсивность подачи лома; увеличить мощность; увеличить объем шлака путем добавления УСМ (образование пены). Ввиду низкого уровня металла в печи на этом этапе, а также с целью получения заданного химического состава шлака, вместе с ломом добавляют известь, доломит и УСМ.

Кислород используют для формирования пенистого шлака. Пенистый шлак сохраняют для обеспечения защиты водоохлаждаемых панелей и огнеупорной футеровки, сокращения расхода электроэнергии и времени работы под током. Кислород и УСМ используют с начала плавки для получения химической энергии посредством окисления углерода и производства достаточного объема печного газа для формирования пенистого шлака с целью обеспечения защиты дуги и боковых стен, а также для сокращения времени работы под током

Кислород подают при помощи кислородных модулей. Во время данного этапа процесса плавления интенсивность подачи лома и других железосодержащих материалов, извести определяется сталеваром для получения температуры ванны примерно 1560 °С.

После отработки 20 – 25 МВт/ч производят отбор пробы металла для определения массовых долей углерода, марганца, фосфора, серы, хрома, никеля и меди, пробы шлака для определения массовых долей CaO, SiO₂, FeO, MnO, MgO и измерение температуры металла. Пробы шлака отбирают намораживанием на кислородную трубку. Основность шлака (CaO/ SiO₂) , должна составлять 1,7 – 2,5. Пробу металла отбирают с помощью специального пробоотборника. Если проба металла из-за неудовлетворительного качества (проба в раковинах) бракуется, то производят повторный ее отбор. Результаты химического анализа пробы металла и шлака фиксируются в паспорте плавки сталеваром. Контроль массовой доли углерода в металле производят по результатам химического анализа пробы металла. Для защиты футеровки печи от теплового излучения электрических дуг и увеличения объёма полезной мощности трансформатора, а также предотвращения насыщения стали азотом, на протяжении всей плавки запрещается допускать оголение дуг.

Шлак должен находиться во вспененном состоянии, для чего в процессе шлакообразования в печь сверху присаживают сначала коксовую мелочь массой от 300 до 600 кг (при наличии нерасплавленной шихты в районе инжекторов для УСМ) с последующим вдуванием углеродсодержащего материала от 800 до 1200 кг. При неисправной установке для вдувания УСМ разрешается в печь вводить через свод коксовую мелочь массой от 800 до 1000 кг порциями массой от 20 до 60 кг. Допускается вдувание УСМ проводить через три устройства. В процессе продувки кислородом вспененный шлак удаляют из печи самотёком, не допуская схода металла и оголения дуг.

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР					21

Основность шлака в печи должна быть от 1,8 до 2,2. Известь вводят в печь равномерно в процессе окисления и нагрева металла порциями по 200 – 300 кг. Для предотвращения повышенного износа футеровки печи массовая доля оксида магния (MgO) в шлаке должна быть от 5,0 до 9,0 %, для чего в печь после спуска шлака вводят доломит массой 700 – 800 кг порциями по 200 – 300 кг. Содержание оксида магния (MgO) в шлаке корректируется в зависимости от основности шлака и содержания в нем FeO. Продолжительность от последнего измерения температуры до начала выпуска плавки должна быть не более 3 минут. Температура металла перед выпуском плавки должна быть не менее 1620 °С. В процессе наведения рафинировочного шлака отбирают 2 – 3 пробы шлака. Последнюю пробу шлака отбирают перед выпуском, намораживанием на кислородную трубку. В пробе не должно быть посторонних примесей. При отправке пробы по пневмопочте сообщают лаборанту номер плавки и номер пробы.

Доводка плавки

Скрап подают до определенной степени в соответствии с доступной мощностью. Как только достигнуто примерно 85 – 90 % общей загрузки, автоматически начинается процесс доводки плавки, электроэнергия уменьшается примерно на 10 – 15 %, интенсивность подачи скрапа также уменьшается для обеспечения увеличения температуры в ванне жидкой стали до получения температуры для выпуска плавки.

Подготовка к выпуску плавки

За 5 – 8 минут до выпуска печь отклоняют не более чем на 2 градуса в сторону шлаковой летки для скачивания шлака. Когда скачивание шлака завершено, наклоняют печь обратно в горизонтальное положение. Отбирают пробу металла и шлака для проверки химического состава. Интенсивность вдувания кислорода и УСМ регулируются по мере необходимости для того, чтобы достичь температуры выпуска. Для повышения температуры ванны до уровня не менее 1620 °С замедляют ход конвейеров. Температура металла перед выпуском корректируется в зависимости от количества отдаваемых материалов в ковш. Сталь-ковш подготавливается и перемещается в положение для выпуска плавки. Температура футеровки сталь-ковша должна быть не менее 1000 °С за 10 минут до выпуска. Ферросплавы для выпуска должны быть подготовлены основываясь на результат химического анализа пробы, взятой после скачивания шлака.

Выпуск и подготовка к перезапуску

Как только с пульта управления получено сообщение о том, что всё готово к выпуску, начинают процедуру:

- убедившись, что сталь-ковш правильно расположен под печью и включена донная продувка аргоном. Он не должен быть непосредственно центрирован к выпускному отверстию, должен находиться немного впереди;
- убедившись, что ферросплавы готовы для разгрузки в сталь-ковш;
- убедившись, что пульт управления для выпуска включён и соответствует настроенным значениям выпуска;

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		22

– наклоняют печь на сторону выпуска, останавливают приблизительно на четырёх градусах. Это увеличивает объём стали над выпускным отверстием, который способствует выпуску стали без шлака. Если печь слишком наклонена, есть риск, что жидкая сталь может вступить в контакт с охлаждаемой водой панелью эркера;

– когда печь наклонена на немного более чем 2 градуса на сторону выпуска, буферы на стороне шлака должны автоматически передвинуться назад.

Тем не менее до выпуска печи необходимо убедиться в том, что оба буфера печи передвинуты назад.

Буферы должны быть передвинуты назад для того, чтобы дать возможность наклонить печь обратно в исходное положение, когда выпуск завершён;

– передвигают назад механизм блокировки эркера;

– открывают выпускное отверстие;

– после того, как сталь начинает течь в ковш, запускают систему загрузки ферросплавов, которые дозированы и готовы к загрузке;

– постепенно увеличить угол наклона печи для поддержания объёма жидкой стали над выпускным отверстием. При выпуске слегка изменяют положение ковша, так как угол наклона печи увеличивается;

– поднимающийся уровень стали в ковше контролирует оператор визуально на пульте управления выпуском. Когда уровень стали достигнет необходимого уровня свободного борта, начинают обратный наклон.

Быстрая скорость возвращения в обратное положение способствует уменьшению объёма шлака, который проходит через выпускное отверстие, так как жидкое болото перемещается на сторону шлака. Продолжают наклон обратно при нормальной скорости до тех пор, пока печь доходит до примерно 6 или 7 градусов на стороне шлака. После наполнения ковша до необходимой массы его вывозит сталевоз из-под печи для дальнейшей его транспортировки на АКП.

При выпуске полупродукта в ковш присаживать следующие материалы:

– алюминий из расчета содержания углерода в последней пробе согласно таблице 1.12;

– науглероживатель (УСМ, УМВК и т.п.) на нижний предел марочного состава (ориентировочное усвоение 70 %);

– ферросилиций (ФС 45, ФС 75) по расчету на нижний предел кремния в марке с учетом угара 30 %;

– ферро(силико)марганец (МnC12 или МnC17) по расчету на нижний предел марочного состава по марганцу с учетом угара 20 %.

– феррохром (ФХ 100А, ФХ 200А, ФХ 800А, ФХ 850А), но не более 1 т;

– 700 – 800 кг свежееобожженной извести;

– глиноземсодержащий материал (АШБ, СГГ и т.п.) из расчета введения 350 кг Al_2O_3 . При отсутствии материалов, содержащих Al_2O_3 , в ковш вместо глиноземсодержащего материала присаживают плавиковый шпат массой 250 – 300 кг.

Температура металла перед выпуском и количество отданных материалов должны обеспечивать поступление металла на АКП со следующими параметрами:

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		23

Требования к полупродукту при поступлении на АКП для стали 40 ХА: С не более 0,40; S не более 0,070; Р не более 0,015; Si не более 0,10; Mn не более 0,50

Обработка стали на АКП

Производится стыковка аргонопровода с ковшом для донной продувки. Устанавливается сталеvoz с ковшом в положение «под крышкой». Опускается свод на ковш, состыковав газоход с газоотводящим патрубком свода, создать разрежение в газоходе до начала обработки стали. Устанавливается рабочий расход аргона для продувки стали.

Измеряется температура стали. Для повышения стойкости футеровки шлакового пояса сталь-ковшей вводится магнетитовый порошок марки ППК-88 в количестве до 0,6 кг/т. Вводится ТШС в количестве 300 кг. Включается АКП. Нагрев металла начинается с более низких ступеней мощности и переходит к более высоким ступеням после образования достаточно жидкоподвижного шлака.

Во избежание повышенного износа футеровки ковша не работают на повышенных ступенях мощности при малых расходах аргона.

Избегают повышенного расхода аргона, при котором наблюдается нестабильная работа электродов – броски тока по фазам, а также образование оголенных участков поверхности стали. Для уменьшения прямого излучения от дуг на футеровку ковша и уменьшения износа футеровки дуга прикрывается шлаком. Прогревается металл в течение 5 – 8 мин. Производится первая стадия нагрева стали в ковше до полного расплавления и усреднения шлака.

Измеряют температуру металла, отбирают пробу металла и шлака. По результатам химического анализа определяют последующий режим обработки и производят доводку химического состава стали вводом ферросплавов, наведением рафинирующего шлака. После получения заданного химического состава и температуры на АКП в ковш с металлом отдают 1 м³ теплоизоляционной смеси марки ТИС-250ВД и передают в разливочный пролет. После обработки металла на АКП-100 ковш с металлом снимается со сталеvoза и передается на разливку, или стенд ожидания, с помощью крана.

Для обеспечения накопления ковшей для серийной разливки на МНЛЗ температура окончания обработки стали на АКП может быть увеличена с учетом последующей продувки на стенде ожидания но не выше, чем 1650 °С.

Разливка стали на слябовой машине непрерывного литья заготовок

Непрерывная разливка стали состоит в том, что жидкую сталь из ковша 1 через промежуточное разливочное устройство 2 непрерывно подаются в водоохлаждаемую изложницу без дна – кристаллизатор 3, из нижней части которого вытягивается затвердевающий слиток 5 (см. рисунок 2).

Перед заливкой металла в кристаллизатор вводится затравка – стальная штанга со сменной головкой, имеющей паз в виде ласточкиного хвоста, которая в начале заливки служит дном кристаллизатора. Вследствие интенсивного охлаждения жидкий металл у стенок кристаллизатора и на затравке затвердевает, образуется корка, соединяющая металл с затравкой. Затравка движется вниз при помощи тяговых роликов 6, постепенно вытягивая затвердевающий слиток из

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		24

кристаллизатора. После прохождения тяговых роликов 6, затравку отделяют. Скорость вытягивания составляет в среднем 1 м/мин.

Окончательное затвердевание в сердцевине происходит в результате вторичного охлаждения водой из форсунок 4. Затем затвердевший слиток попадает в зону резки, где его разрезают газовым резаком 7, на куски заданной длины.

Слитки имеют плотное строение и мелкозернистую структуру, отсутствуют усадочные раковины.

Подготовка МНЛЗ к приему жидкого металла

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 %. Не реже одного раза в неделю в ЦЗЛ проводится определение влажности смеси, для чего отбирается проба объемом не менее 0,5 л. Контроль, отбор проб и доставка их в ЦЗЛ осуществляется ОТК. Шлакообразующие смеси с истекшим сроком хранения и содержанием влаги более 0,5 % используют только в промежуточном ковше.

Перед окончанием обработки плавки на АКП 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.

По команде старшего разливщика устанавливают сталеразливочный ковш с металлом на поворотный стенд МНЛЗ и убедившись в правильной установке ковша на стенде, освобождают его от грузозахватного устройства и производят подсоединение гидравлического цилиндра на шиберный затвор. Затем сталеразливочный ковш перемещают в положение разливки. После установки стальной ковша в позицию разливки отключают горелки стенда разогрева промковша, снимают малую крышку и промковш вместе с погружным стаканом перемещают в положение разливки. Погружной стакан центрируют относительно кристаллизатора с помощью механизма юстировки установленного на тележке промковша. Допустимое отклонение относительно центра кристаллизатора не более 2 мм (оценка – визуально). Производят центровку шиберного затвора сталеразливочного ковша относительно приемного устройства промежуточного ковша. После капитального ремонта МНЛЗ в первой серии разливают сталь марки СтЗсп.

Разливка

Разливку стали начинают по команде мастера или старшего разливщика,

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		25

для чего открывают шиберный затвор и приступают к заполнению металлом промежуточного ковша с максимальной скоростью. После появления металла, оператор главного пульта объявляет по внутренней связи: "Металл в промежуточном ковше".

После наполнения промежуточного ковша ~10 т разливщик стали производит проверку работоспособности шиберного затвора сталеразливочного ковша на открытие и закрытие. После этого на зеркало металла присаживают ТИС марок GLUTINMH-B, GLUTINRS-10 в соотношении 1:1 с расходом 0,5 – 0,6 кг/т. После наполнения промежуточного ковша до 15 – 20 т опускают сталь-ковш до погружения защитной трубы в металл. Доводят уровень металла до рабочего 18 – 25 т и поддерживают его в течение всей разливки. Дальнейшую подачу ТИС производить по мере необходимости, не допуская оголения зеркала металла.

Измерение температуры жидкой стали, в промежуточном ковше на МНЛЗ осуществляет разливщик стали, с помощью термопар марок ТС 360312, СЕ 36011290 или ПТПР-91-900. Первый замер температуры металла производят после достижения скорости разливки 0,60 м/мин. Второй и последующие замеры температуры производят через каждые 20 т разлитой стали. Результаты замеров регистрируют в паспорте разливки. В зависимости от результата замера, марки разливаемой стали и сечения сляба, устанавливают рабочую скорость разливки.

При разливке первой плавки в серии и при смене промежуточных ковшей, температуру металла в сталеразливочном ковше после внепечной обработки допускается увеличить на 5 – 10 °С выше верхнего предела. Разница показаний температур воды на выходе и на входе в кристаллизатор (DT) по широким и узким стенкам должна быть 6 – 7,5 °С. При увеличении DT более 7,5 °С по команде оператора МНЛЗ энергетик должен увеличить расход воды на стенки кристаллизатора до достижения значения рабочего уровня DT. При увеличении DT более 12 °С разливку прекратить. При разливке металла по мере расходования ШОС в кристаллизаторе ее новые порции равномерно рассыпают по поверхности металла до получения темного цвета засыпки. Расход смеси согласно плановым нормам расхода.

Окончание разливки и резка металла на слябы

Окончание разливки производят только на мерной длине сляба, с учетом обрезки хвостовой части сляба длиной 0,70 м. Во время слива последних порций металла промежуточный ковш приподнимают так, чтобы отверстия погружного стакана открылись на треть. Удаляют полностью шлак из кристаллизатора. При достижении мерной длины с учетом хвостовой обрезки стопор немедленно закрывают и поднимают промежуточный ковш, нажимают кнопку «окончание разливки» при этом скорость автоматически увеличивается до 0,28 м/мин, до момента вывода сляба из кристаллизатора. После нажатия кнопки «окончание разливки» автоматически включается программа «ОПТИМИЗАЦИЯ РЕЗКИ», на ПУ МГР-1 с целью минимизации обрезки автоматически производится расчет оптимальной порезки и на мониторе выдаются варианты порезки.

Оператор МГР-1 должен выбрать наиболее оптимальный вариант порезки и начать процесс.

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		26

С целью исключения ошибки программы «ОПТИМИЗАЦИЯ РЕЗКИ» оператор МГР-1 отрезку последнего сляба должен производить в ручном режиме.

1.3.5 Контроль качества продукции

Качество продукции играет важнейшую роль в деятельности любого предприятия, особенно металлургического. Важно, чтобы выходная продукция соответствовала всем требованиям и обладала необходимыми для этого свойствами.

Металлургическая отрасль производит специфические продукты, от качества которых будет очень многое зависеть. Расходы на их изготовление очень большие, а их покрытие возможно только при выпуске продуктов, которые будут соответствовать существующим нормам и стандартам.

Контроль химического состава и температуры металла в ДСП-120.

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

Первый замер температуры производят после полного расплавления металлошихты. Последний замер температуры производят не ранее чем за 3 мин до выпуска. При отборе проб и замере температуры в ручном режиме:

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

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

Пробы металла на химический анализ после отбора и охлаждения подручный или сталевар передает по пневмопочте в лабораторию экспресс-анализа.



Рисунок 2 - Технологическая схема контроля качества продукции

2 РАСЧЕТ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА ВЫПЛАВКИ СТАЛИ 40ХА В ДСП

2.1 Исходные данные для расчета технологических параметров выплавки

Перед завалкой производится полный расчет шихты. Расчет ведем 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 приложения 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 вне - печных 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.

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

Материал	Содержание элементов												
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ti	W	Mo	V	Cu	Al	Fe
Чугун	3.0	1.0	1.0	0.4	0.4	-	-	-	-	0.2	0.2	-	94.7
Б-13	0.25	0.30	0.80	0.02	0.1	1.2	0.2	0.02	0.02	0.2	0.2	0.2	95.92
А-2	0.20	0.20	0.30	0.03	0.03	0.2	0.3	0.8	0.5	0.2	0.2	0.4	98.47
А-3	0.3	0.3	0.5	0.3	0.3	0.2	0.3	0.8	0.5	0.2	0.2	0.5	98.06
Н-3	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2.00

Таблица 7- Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов						
		C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni
Чугун	26250	787.50 0	262.50 0	262.50 0	10.50 0	10.50 0	0	0

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР				Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					28

Продолжение таблицы 7

Б-13	20160	50.400	60.480	161.28	4.032	2.016	241.92	241.920
А-2	26250	52.500	52.500	78.750	7.875	7.875	52.500	39.375
А-3	31500	94.500	94.500	157.500	9.450	9.450	63.000	47.250
Н-3	840	0	0	0	0	0	0	823.200
Всего	105000	984.90	496.98	660.03	31.85	29.84	357.42	1151.745
Всего,%	100	0.938	0.448	0.629	0.030	0.028	0.340	1.097

Таблица 8- Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов						
		Ti	W	Mo	V	Cu	Al	Fe
Чугун	26250	0	0	0	5.250	52.500	0	24858.750
Б-13	20160	4.032	4.032	4.032	4.032	4.032	4.032	19337.472
А-2	26250	7.875	21.000	13,125	5,250	52,500	10,500	25848,375
А-3	31500	9,450	25,200	15,750	6,300	63,000	15,750	30888,900
Н-3	840	0	0	0	0	0	0	16,800
Всего	105000	21,357	50,232	32,907	20,832	208,320	30,282	100950,297
Всего,%	100	0.020	0.048	0.031	0.020	0.198	0.029	96,143

Таблица 9- Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

Материал	Содержание										Потери при прокаливании
	CaO	SiO ₂	MgO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaF ₂	FeO	S	P ₂ O ₅	
Известь	88.0	1.30	2.00	-	0.80	0.20			-	-	7.70
Магнезит	1.00	3.00	93.0	-	1.00	2.00			-	-	-
Магнезит тохромит	2.00	6.50	66.0	10.0	4.00	11.5			-	-	-
Плавиновый шпат	0.50	3.60	-	-	0.20	1.50	94.0		-	-	0.20
Руда	0.10	5.25	0.30	-	4.10	-	-	90.0	0.10	0.15	[O]-27.70
Электрод	0.118	0.565	-	-	0.317	-	-		-	-	[C]-99.00

Таблица 10 - Химический состав легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

Материал	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Al	Fe
ФС65	-	65.00	0.40	0.05	0.02	0.40	-	2.00	32.13
ФМн78	7.00	6.00	78.00	0.05	0.02	-	-		8.93
ФХ100	0.95	1.45	-	0.05	0.02	72.50	-		25.06
A97	-	0.01	-				-	99.98	0.01
H-2	0.02	-	-				99.98	-	-

2.3 Расчет теплового баланса печи

В момент плавания происходит расплавление металлошихты, сопровождающееся окислением химических элементов, которые в виде оксидов переходят в шлак. Кроме продуктов окисления шлак в момент плавания образуется из вносимой в завалку извести, железной руды (если ее давали в завалку) и материала футеровки печи, попадающего в шлак в результате разрушения футерованной части печи.

Продукты окисления компонентов металлического расплава заносят в шлак далее описанное количество оксидов.

Кремний. К окончанию периода весь кремний окисляется до SiO_2 . Количество окислившегося кремния $0,35 \cdot 1 = 0,35$ кг. На окисление этого количества кремния потребуется $0,35 \cdot 32/28 = 0,4$ кг кислорода. При этом в шлак будет внесено $0,35 \cdot 60/28 = 0,75$ кг SiO_2 .

Марганец. Примем, что в период плавания до MnO окислится 35 % от вносимого шихтой марганца, т.е. $0,44 \cdot 0,35 = 0,154$ кг. На его окисление потребуется $0,154 \cdot 16/55 = 0,0448$ кг кислорода. При этом в шлак будет внесено $0,154 \cdot 71/55 = 0,1988$ кг MnO .

Хром. При современной технологии плавки хром окисляется незначительно. Учитывая относительно невысокое содержание хрома в шихте примем, что в период плавания до Cr_2O_3 окислится около 5% от вносимого шихтой хрома, т.е. $0,560 \cdot 0,05 = 0,028$ кг. На его окисление потребуется $0,028 \cdot 48/104 = 0,013$ кг кислорода. При этом в шлак будет внесено $0,028 \cdot 152/104 = 0,041$ кг Cr_2O_3 .

Железо. Примем, что в период плавания окислится 0,4% от вносимого шихтой железа, т.е. $97,87 \cdot 0,004 = 0,3915$ кг. Из них половина окислившегося железа уносится с пылью в виде Fe_2O_3 . На окисление этого количества железа потребуется $0,3915 \cdot 0,5 \cdot 48/112 = 0,0839$ кг кислорода. При этом образуется $0,3915 \cdot 0,5 \cdot 112/160 = 0,137$ кг Fe_2O_3 . В шлак будет внесено $0,3915 \cdot 0,5 \cdot 72/56 = 0,2517$ кг FeO . На его образование требуется $0,3915 \cdot 0,5 \cdot 16/56 = 0,056$ кг кислорода.

Фосфор. Примем, что в период плавания в шлак из металла переходит 30% фосфора в вид P_2O_5 . Окислится $0,030 \cdot 0,3 = 0,009$ кг фосфора, на что потребуется $0,009 \cdot 80/62 = 0,012$ кг кислорода. При этом в шлак будет внесено $0,009 \cdot 142/62 = 0,021$ кг P_2O_5 .

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР					30

Принимаем, что в период плавления углерод не окисляется, сера из металла не удаляется.

Учтем, что в завалку вместе с металлошихтой вводили известь в количестве около 2% от массы завалки или 2 кг на 100 кг шихты. С учетом получения необходимой основности скорректируем это значение до 1,7 кг. С известью вносится в шлак, кг:

$$\text{CaO} - 0,880 \cdot 1,7 = 1,496, \quad \text{SiO}_2 - 0,013 \cdot 1,7 = 0,022,$$

$$\text{MgO} - 0,020 \cdot 1,7 = 0,034, \quad \text{Al}_2\text{O}_3 - 0,008 \cdot 1,7 = 0,014,$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 - 0,012 \cdot 1,7 = 0,02 \text{ или в пересчете на FeO } 0,020 \cdot 112/160 \cdot 72/56 = 0,018.$$

Вследствие потерь при прокаливании из извести удалится в атмосферу $0,067 \cdot 1,7 = 0,114$ кг CO_2 .

В момент работы печи происходит износ футерованной части подины и свода, продукты износа в виде соответствующих оксидов образуются в шлак. Состав и количество оксидов, добавляемых футеровкой, зависят от применяемых огнеупоров и качества кладки печи. При использовании периклазохромитовых огнеупоров в период плавления в шлак поступает до 5 кг/т стали периклазового порошка (используемого для подварки подины) в виде MgO и до 1,2... 1,4 кг/т продуктов разрушения футеровки. Если печь имеет периклазоуглеродистую набивную подину, водоохлаждаемые стены и свод, то расход периклазоуглеродистых огнеупоров принимается около 3 кг/т (или 0,3 кг на 100 кг металлошихты). Примем, что подина набивная, выполнена из периклазоуглеродистой массы.

По результатам выполненных расчетов определяем состав и количество шлака в конце периода плавления (табл. 4.5). Отдельно составляем баланс металла за этот период (табл. 4.6).

При составлении баланса металла учтем, что в процессе плавки происходит науглероживание металла в результате износа графитированных электродов. Расход электродов на плавку в современных печах составляет 1,7...2,5 кг/т стали. Примем расход электродов 2 кг/т или 0,2 кг на 100 кг шихты и усвоение углерода ванной 75%. С учетом того, что продолжительность периода плавления составляет 2/3 общего времени плавки, в металл дополнительно перейдет $0,2 \cdot 0,75 \cdot 2/3 = 0,100$ кг углерода и выделится $0,2 \cdot 0,25 \cdot 28/12 \cdot 2/3 = 0,078$ кг CO. На это потребуется $0,2 \cdot 0,25 \cdot 2/3 \cdot 16/12 = 0,044$ кг O_2 .

Таблица 11 - Количество и состав печного шлака периода плавления

Источник	SiO ₂	CaO	MnO	FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	Σ
Известь	0,022	1,496	-	0,018	-	0,014	0,034	-	1,584
Футеровка	0,004	-	-	-	-	-	0,276	-	0,28
Продукты окисления	0,75	-	0,1988	0,2517	0,041	-	-	0,021	1,2625

Продолжение таблицы 11

Всего, кг	0,776	1,496	0,1988	0,2697	0,041	0,014	0,31	0,021	3,1265
Всего, %	24,82	47,85	6,36	8,63	1,31	0,45	9,9	0,67	100

Основность полученного шлака. выражена через отношение $\%CaO / \%SiO_2 = 1,9278$. Это удовлетворяет требованиям к шлаку в период плавления.

Окисление элементов

Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов (прил. 9) и составляем таблицу угаров для данной марки в период плавления для всех элементов, входящих и таблица 3 (таблица 6).

Таблица 12- Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавления, %

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	Al	Fe
Общий	20.0	100.0	70.0	ΔP	0	20.0	1.5	100.0	100.0	2.0
В шлак	0	100.0	80.0	100.0	0	80.0	0	100.0	100.0	20.0
В улет	100.0	0	20.0	0	0	20.0	100.0	0	0	80.0

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблица 8.

Таблица 13 - Химический состав метла по расплавлению шихты*, кг

Элементы	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C	984.900	196.980	787.920	0.775
Si	469.980	469.980	0	0
Mn	660.030	462.021	198.009	0.195
P**	31.857	0	31.857	0.031
S	29.841	0	29.841	0.029
Cr	357.420	71.484	285.936	0.281
Ni	1151.745	17.276	1134.469	1.115
Ti	21.357	21.357	0	0
W	50.232	0	50.232	0.049
Mo	32.907	0	32.907	0.032
V	20.832	0	20.832	0.020
Cu	208.320	0	208.320	0.205

Продолжение таблицы 13

Al	30.282	30.282	0	0
Fe	100 950.297	2019.006	98 931.291	97.266
Всего	105 000	3288.386	101 711.614	100.000

*Расчет величин, приведенных в таблице, на примере углерода. Исходное содержание - 984.900 кг (смотрите таблицу 3);

$$\text{Угар элемента} - \frac{984.900 \cdot 20}{100} = 196.980 \text{ кг,}$$

где 984.900 - исходное содержание,
20 - общий угар элемента (смотреть таблицу 6);

Масса элемента в расплаве - $984.900 - 196.980 = 787.920$ кг;

$$\text{Содержание элемента в расплаве} - \frac{787.920 \cdot 100}{101711.614} = 0.775\%,$$

где 787.920 - масса элемента в расплаве, кг;
101711.614 - суммарная масса расплава, кг.

**Расчет дефосфорации приведен далее.

Расчет количества образующегося оксида $m_{i_x o_y}$, кг, определяем по формуле

$$m_{i_x o_y} = \frac{m_i}{v_i \times \mu} \cdot v_{i_x o_y} \cdot \mu_{i_x o_y},$$

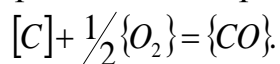
где m_i - масса окисляющегося элемента i (смотреть таблицу 7 - угар элемента),
 $v_i, v_{i_x o_y}$ - стехиометрические коэффициенты элемента i и оксида $i_x o_y$ соответственно;

$\mu_i, \mu_{i_x o_y}$ - молекулярные массы элемента i и оксида $i_x o_y$ соответственно.

Расчет количества кислорода кг, необходимого для окисления элементов, определяем по формуле

$$m_{o_2}(i) = m_{i_x o_y} - m_i.$$

Углерод. Окисление углерода происходит по реакции



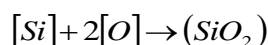
образуется CO

$$\frac{196.980 \times 28}{12} = 459.620 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода на окисление углерода

$$459.620 - 196.980 = 262.640 \text{ кг.}$$

Кремний. При окислении кремния по реакции

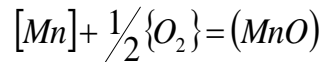


										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						33

образуется кремнезема

$$\frac{469.980 \cdot 60}{28} = 1007.100 \text{ кг.}$$

На окисление кремния потребуется кислорода 537.120 кг.
Марганец. Окисление марганца происходит по реакции



образуется MnO

$$\frac{462.021 \cdot 71}{55} = 596.427 \text{ кг.}$$

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

$$596.427 \cdot \frac{20}{100} = 92.404 \text{ кг MnO,}$$

из них

$$462.021 \cdot \frac{20}{100} = 92.404 \text{ кг Mn.}$$

В шлак переходит

$$596.427 \cdot \frac{80}{100} = 477.142 \text{ кг MnO,}$$

из них

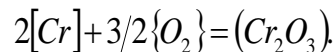
$$462.021 \cdot \frac{80}{100} = 369.617 \text{ кг Mn;}$$

20 и 80 - количество MnO или Mn, которое теряется с газами и переходит в шлак, соответственно, %.

Потребуется кислорода для окисления всего марганца 134.406 кг.

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

Хром. Окисление хрома происходит по реакции



Образуется оксида хрома Cr₂O₃

$$\frac{71.484 \cdot 152}{104} = 104.477 \text{ кг.}$$

Уносится печными газами

$$104.477 \cdot \frac{20}{100} = 20.895 \text{ кг Cr}_2\text{O}_3$$

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		34

из них

$$104.477 \cdot \frac{20}{100} = 14.297 \text{ кг Cr}$$

Переходит в шлак

$$104.477 \cdot \frac{80}{100} = 83.581 \text{ кг Cr}_2\text{O}_3,$$

из них

$$71.484 \cdot \frac{80}{100} = 57.187 \text{ Cr.}$$

Потребуется кислорода для окисления всего хрома 32.993 кг.

Никель. Считаем, что во время плавления в зоне электрических дуг испаряется 1,5% никеля, имевшегося в шихте. Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 17.276 кг.

Титан. Оксид титана полностью переходит в шлак.

Образуется TiO_2

$$\frac{21.357 \cdot 80}{48} = 35.595 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода для окисления титана 14.238 кг.

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

Алюминий. При окислении алюминия образуется глинозема

$$\frac{30.282}{54} = 57.199 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода для окисления алюминия 269.917 кг.

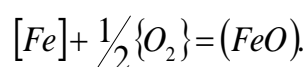
Молибден, медь, ванадий. Принимаем, что в период плавления эти элементы из шихты не удаляются допускаем, что ванадий не окисляется по причине небольшого его присутствия в шихте.

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

Образуется, оксидов железа в пересчете на FeO

$$\frac{2019.006 \cdot 72}{56} = 2595.865 \text{ кг.}$$

по реакции



Уносится печными газами

$$2595.865 \cdot \frac{80}{100} = 2076.692 \text{ кг FeO,}$$

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		35

из них

$$2019.006 \cdot \frac{80}{100} = 1615.205 \text{ кг Fe.}$$

Переходит в шлак

$$2595.865 \cdot \frac{20}{100} = 519.173 \text{ кг FeO,}$$

из них

$$2019.006 \times \frac{20}{100} = 403.801 \text{ кг Fe.}$$

Потребуется кислорода для окисления всего железа 576.859 кг.

Металл. В конце периода плавания в печи остается следующее количество металла (с учетом угаров элементов): 101711.614 кг, содержание углерода в металле составит 0.775%.

Содержание кислорода в металле определяем по формуле

$$[O] = -\left(\frac{0.00216}{[C]}\right) + 0.00884.$$

Содержание кислорода в металле

$$[O] = -\left(\frac{0.00216}{[C]}\right) + 0.00884 = 0.006\%$$

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

$$\frac{101711.614 + x}{x} = \frac{100}{0.006},$$

где x - искомая величина, кг; $101711.614 + x$ - масса металла с учетом содержания кислорода, кг; 0.006 - содержание кислорода в металле, %; $x = 6.156$ кг.

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

Расчет количества компонентов, вносимых в шлак, определяем по формуле

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

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		36

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

m_j , - расход шлакообразующего j , кг;

(i)- содержание компонента i в шлакообразующем j .

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

$$Ca - \frac{2520 \cdot 80}{100} = 2217.60;$$

$$SiO_2 - \frac{2520 \cdot 1.3}{100} = 32.76;$$

$$MgO - \frac{2520 \cdot 2}{100} = 50.40;$$

$$Al_2O_3 - \frac{2520 \cdot 0.8}{100} = 20.16;$$

$$Fe_2O_3 - \frac{2520 \cdot 0.2}{100} = 5.04.$$

В данном расчете ведем пересчет на FeO, по формуле

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

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

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

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

В перерасчете на FeO

$$\frac{5.04 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 4.536 \text{ кг}$$

Кроме того, выделится в атмосферу за счет потерь при прокаливании

$$\frac{2520 \cdot 7.7}{100} = 194.04 \text{ кг CO}_2$$

б) Расчет составляющих, поступивших в шлак из футеровки ванны ДСП. Примерный расход магнезитового порошка на заправку печи определяем по формулам, кг/т:

$72 \cdot m_0^{-0.294}$ - при немеханизированной заправке;

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		37

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

где m_0 - масса садки печи, кг.

Расход магнезитового порошка равен

$$40 \cdot 105000^{-0.17} \cdot 105 = 588.365 \text{ кг}$$

Тогда магнезит внесет в шлак, кг

$$CaO - \frac{588.365 \cdot 1}{100} = 5.884;$$

$$SiO_2 - \frac{588.365 \cdot 3}{100} = 17.651;$$

$$MgO - \frac{588.365 \cdot 93}{100} = 547.180$$

$$Al_2O_3 - \frac{588.365 \cdot 1}{100} = 5.884$$

$$Fe_2O_3 - \frac{588.365 \cdot 2}{100} = 11.767$$

В пересчете на

$$FeO - \frac{11.767 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 10.591.$$

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

В сверхмощной печи применяются водоохлаждаемые стены и своды. В связи этим расход магнезитохромитовой футеровки нижней части стен, центральной части и покрытия водоохлаждаемых панелей невелик. Примем суммарный расход магнезитохромитовых огнеупоров 1.5 кг/т стали, или 157.500 кг на всю садку.

Тогда разрушающаяся магнезитохромитовая футеровка внесет в шлак, кг:

$$Ca - \frac{157.500 \cdot 2}{100} = 3.150;$$

$$Si_2 - \frac{157.500 \cdot 6.5}{100} = 10.238;$$

$$MgO - \frac{157.500 \cdot 66}{100} = 103.950;$$

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		38

$$Cr_2O_3 - \frac{157.500 \cdot 10}{100} = 15.750;$$

$$Al_2O_3 - \frac{157.500 \cdot 4}{100} = 6.300;$$

$$Ca - \frac{157.500 \cdot 11.5}{100} = 18.113.$$

В перерасчете на

$$FeO - 16.301$$

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

$$m_c = \frac{420}{100} \cdot 99 = 415.800 \text{ кг.}$$

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

$$m_{\{CO\}} = \frac{0.7 \cdot m_c}{\mu_c} \cdot \mu_{CO} = \frac{0.7 \cdot 415.800}{12} \cdot 28 = 679.140 \text{ кг.};$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0.7 \cdot m_c}{\mu_c} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{0.3 \cdot 415.800}{12} \cdot 44 = 457.380 \text{ кг.}$$

Количество кислорода необходимого для окисления углерода составит:

$$m_{O_2} = m_{CO} - m_c = 679.140 - 415.800 \cdot 0.7 = 388.080 \text{ кг.};$$

$$m_{O_2} = m_{CO_2} - m_c = 457.380 - 415.800 \cdot 0.3 = 332.640 \text{ кг.}$$

Итого масса кислорода на окисление углерода равна 720.720 кг.
Разрушающиеся электроды также вносят в шлак, кг:

$$CaO - \frac{420.000 \cdot 0.118}{100} = 0.496;$$

$$SiO_2 - \frac{420.000 \cdot 0.565}{100} = 2.373;$$

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		39

$$Al_2O_3 - \frac{420.000 \cdot 0.317}{100} = 1.331.$$

д) Поступление оксидов в шлак из металла, кг (смотреть выше):

SiO₂ - 1007.100;

MnO - 477.142;

Cr₂O₃ - 83.581;

TiO₂ - 35.595;

Al₂O₃ - 57.199;

FeO - 519.173.

е) Расчет составляющих, поступивших в шлак из агломерата.

Содержание FeO в шлаке в конце периода плавления должно быть 15,1% (смотрите приложение 11).

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

$$\frac{(101711.614 + 6.156) \cdot 6}{100} = 6103.066 \text{ кг.}$$

где (101711.614+6.156) - масса металла с учетом содержания кислорода, кг;
шлак составляет 6% от массы металла.

Определяем количество FeO в шлаке

$$\frac{6103.066 \cdot 15.1}{100} = 921.563 \text{ кг.}$$

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+16.301+519.173 кг FeO (смотреть выше). Тогда руда имеет 921.563 - 550.601 = 370.962 кг FeO.

На образование такого количества FeO потребуется:

$$Fe - \frac{370.962 \cdot 56}{72} = 288.526 \text{ кг}$$

$$O_2 - 370.962 - 288.526 = 82.436 \text{ кг.}$$

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

- 1) на окисление углерода - 262.640;
- 2) на окисление кремния - 537.120;
- 3) на окисление марганца - 134.406;
- 4) на окисление хрома - 32.993;
- 5) на окисление титана - 14.238;

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		40

6) на окисление алюминия - 26.917;

7) на окисление железа - 576.859;

8) на окисление электродов - 720.720;

9) на насыщение металла - 6.156;

10) на образование FeO - 82.436

Всего - 2394.485

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

$$20 \cdot 24.630 \cdot 0.667 = 328.401 \text{ кг}$$

$$24.630 = \frac{\pi \cdot 5.6^2}{4} - \text{общая суммарная поверхность ванны на уровне откосов, м}^2.$$

Следовательно, с железной рудой и газообразным кислородом необходимо внести кислорода $2394.485 - 328.401 = 2066.083$ кг.

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

$$\frac{2066.083 \cdot 100}{27.7} = 7458.785 \text{ кг,}$$

где 2066.083 - необходимо внести кислорода с железной рудой, кг;

27.7 - содержание кислорода в руде, % (смотреть таблицу 4).

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака и металла (таблица 9 и 10) в конце плавления без учета дефосфорации, с учетом кислорода, растворенного в металле, и применения железной руды (агломерата).

Таблица 14 - Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	S	Σ
Известь	32.76	227.6	4.53	-	20.16	50.40	-	-	2325.45
Футеровка ванны	17.65	5.88	10.51	-	5.88	547.18	-	-	587.18
Футеровка	10.23	3.15	16.30	15.750	6.3	103.95	-	-	155.68

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР				Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					41

стен и свода									
--------------	--	--	--	--	--	--	--	--	--

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		42

Продолжение таблицы-14

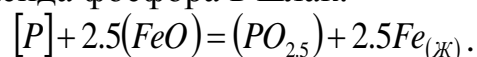
Электрод	2.37	0.49	-	-	1.33	-	-	-	4.20
Оксиды из металлическо й ванны	1007.1	-	519.17	83.581	57.19	-	-	-	2179.79
Руда	391.58	7.49	370.96	-	305.81	22.37	11.18	7.45	1116.84
Всего	1461.7	2234.58	921.56	99.331	396.68	723.9	11.18	7.45	6369.16
Всего, %	22.95	35.08	14.46	1.56	6.22	11.36	0.17	0.11	100.00

Таблица 15 - 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	984.90	-	-	196.98	787.92	0.74
O	-	6.15	-	-	6.15	0.06
Si	469.98	-	469.98	-	0	0
Mn	660.03	-	369.61	92.40	198.00	0.18
P	31.85	-	-	-	31.85	0.03
S	29.84	-	-	-	29.84	0.02
Cr	357.42	-	57.18	14.29	285.93	0.27
Ni	1151.74	-	-	17.27	1134.46	1.06
Ti	21.35	-	21.35	-	0	0
W	50.23	-	-	-	50.23	0.04
Al	30.28	-	30.28	-	0	0
Mo	32.90	-	-	-	32.90	0.03
Cu	208.32	-	-	-	208.32	0.19
V	20.83	-	-	-	20.83	0.02
Fe	100950.297	4358.297	403.801	1615.205	130289.588	97.373
Всего	105000.000	4364.452	1352.224	1936.162	106076.066	100.000

Окислительная дефосфорация при выплавке стали

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



По экспериментальным данным получено уравнение

$$\lg K_p = \lg \frac{x_{PO_{2.5}} \cdot \gamma_{PO_{2.5}}}{(x_{FeO} \cdot \gamma_{FeO})^{2.5} \cdot [P] \cdot f_P} = \frac{1120}{T} - 1.385$$

При 1873 К:

$$\lg K_p = \frac{1120}{1873} - 1.385 = -0.787; K_p = 0.163$$

Выразим состав шлака в мольных (x_{RO}) или в ионных (x_R) долях. Для этого предварительно вычислим число молей оксидов $n_{кo}$ и число катионов n_R в 100 т. шлака (таблица 11):

$$n_{RO} = \frac{(RO)}{\mu_{RO}};$$

$$x_{RO} = \frac{n_{RO}}{\sum n_{RO}};$$

$$n_R = \nu_R \cdot n_{RO};$$

$$x_R = \frac{n_R}{\sum n_R}.$$

где (RO) - содержание оксида RO в шлаке (смотреть таблицу 8), %; μ_{RO} - молекулярная масса оксида RO; ν_R - количество катионов R^+ в молекуле RO.

Таблица 16- Состав шлака дефосфорации

Состав шлака	CaO ₂	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}	0.627	0.382	0.201	0.201	0.284	0.061	0.010	0.007	0.002	1.680
X _{RO}	0.373	0.228	0.120	0.120	0.169	0.036	0.006	0.004	0.001	1.000
n _{R+}	0.627	0.382	0.201	0.201	0.284	0.122	0.021	0.007	0.002	1.752
X _{R+}	0.358	0.218	0.115	0.115	0.162	0.070	0.012	0.004	0.001	1.000

По теории регулярных растворов В.А.Кожеурова найдем значения коэффициентов активности γ_{FeO} и γ_{PO_2} :

$$\lg \gamma_{FeO} = \frac{1000}{T} \cdot [2.18 \cdot X_{Mn} \cdot X_{Si} + 5.9 \cdot (X_{Ca} + X_{Mg}) \cdot X_{Si} + 10.5 \cdot X_{Ca} \cdot X_P] = \frac{1000}{1873}$$

$$\frac{1000}{1873} \cdot [2.18 \cdot 0.060 \cdot 0.218 + 5.9 \cdot (0.358 + 0.162) \cdot 0.218 + 10.5 \cdot 0.358 \cdot 0.001] = 0.37$$

$$\gamma_{FeO} = 2.375;$$

$$\lg \gamma_{PO_{2.5}} \approx \lg \gamma_{FeO} - \frac{10500}{T} \cdot X_{Ca} = 0.376 - \frac{10500}{1873} \cdot 0.358 = -1.629;$$

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						44

22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР

$$\gamma_{PO_{2.5}} = 0.023.$$

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

$$\begin{aligned} \lg f_p &= e_P^O \cdot [C] \times e_P^O \cdot [O] \cdot e_P^{Si} \cdot [Si] \cdot e_P^{Mn} \cdot [Mn] \cdot e_P^P \cdot [P] \cdot e_P^S \cdot [S] \cdot e_P^{Cr} \cdot \\ &\cdot [Cr] \cdot e_P^{Ni} \cdot [Ni] \cdot e_P^{Ti} \cdot [Ti] \cdot e_P^W \cdot [W] \cdot e_P^{Al} \cdot [Al] \cdot e_P^{Mo} \cdot [Mo] \cdot e_P^{Cu} \cdot [Cu] \cdot e_P^V \cdot [V] = \\ &= 0.13 \cdot 0.743 + 0.13 \cdot 0.006 - 0.032 \cdot 0.187 + 0.062 \cdot 0.030 + 0.028 \cdot 0.028 - 0.044 \cdot \\ &\cdot 0.270 - 0.0059 \cdot 1.069 - 0.023 \cdot 0.047 - 0.017 \cdot 0.031 - 0.035 \cdot 0.196 - 0.042 \cdot 0.020 = \\ &= 0.067; f_p = 1.1651. \end{aligned}$$

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

$$L_p = \frac{(P)}{[P]} = \frac{\mu_P \cdot K_p \cdot f_p \cdot (x_{FeO} \cdot \gamma_{FeO})^{2.5} \cdot \Sigma n_{RO}}{\gamma_{PO_{2.5}}}$$

где μ_P - атомная масса фосфора,

$$L_p = \frac{31 \cdot 0.163 \cdot 1.165 \cdot (0.120 \cdot 2.375)^{2.5} \cdot 1.680}{0.023} = 18.125.$$

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

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

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

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

$$\lambda = \frac{m_{ш}}{m_M} \times 100 \text{ - кратность шлака, \%};$$

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

$$[P_K] = \frac{100 \cdot 0.030 + \frac{6269.164}{106076.066} \cdot 100 \cdot 0.176 \cdot \frac{31}{71}}{100 + \frac{6369.164}{106176.066} \cdot 100 \cdot 18.125} = 0.017.$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45

$$\frac{106076.066 - x}{31.857 - x} = \frac{100}{0.017},$$

где x - искомая величина, кг;

$106076.066 - x$ - масса металла с учетом окисления фосфора, кг;

$31.857 - x$ - масса фосфора в металле с учетом окисления фосфора, кг;

0.017 - содержание фосфора в металле, %;

$$x = 14.256 \text{ кг.}$$

При этом образуется

$$\text{P}_2\text{O}_5 \frac{14.265 \cdot 142}{62} = 32.671 \text{ кг.}$$

На окисление фосфора потребуется кислорода $32.671 - 14.256 = 18.406$ кг.

На окисление фосфора потребуется руды

$$\frac{18.406 \cdot 100}{27.7} = 66.449 \text{ кг.}$$

Руда, кроме кислорода, вносит железа

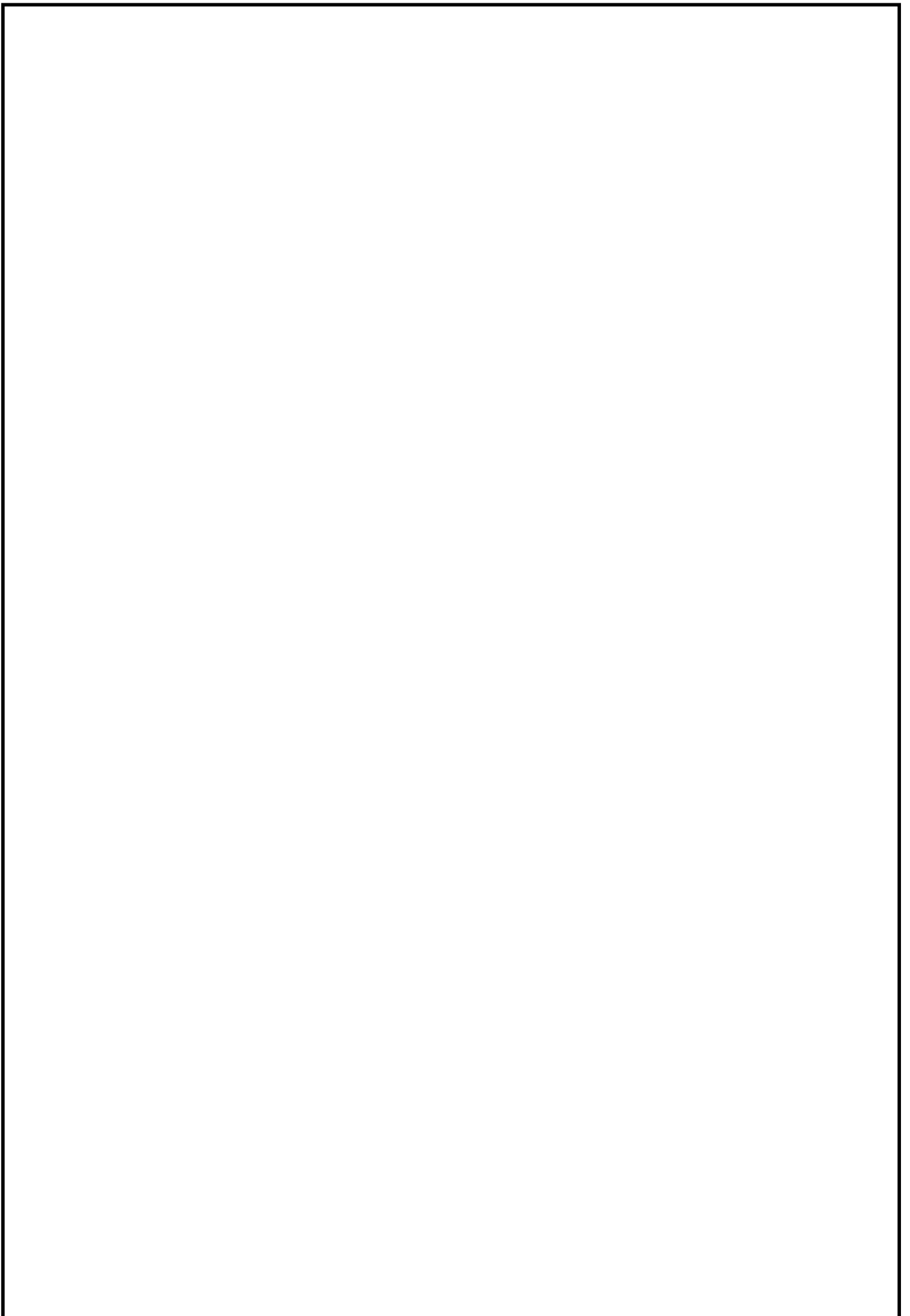
$$\frac{66.449 \cdot 62.3}{100} = 41.398 \cdot \text{кг.}$$

Все железо перейдет в металл.

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака в конце плавления (таблица 17).

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

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	Σ
Известь	32.760	2217.6	-	4.53	-	20.160	50.400	-	2325.4
Футеровка ванны	17.651	5.884	-	10.59	-	5.884	547.18	-	587.18
Футеровка стен и свода	10.238	3.15	-	16.30	15.75	6.300	103.90	-	155.68
Электрод	2.373	0.49	-	-	-	1.331	-	-	4.200
Оксиды из металлической ванны	1007.1	-	477.14	519.17	83.58	57.19	-	35.59	2212.4
									Лист
22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР									
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					46



					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		47

Продолжение таблицы 17

Руда	395.07	7.52	-	370.96	-	308.53	22.56	-	1123.4
Всего	146.19	223.65	477.14	921.56	99.33	399.40	724.10	35.59	6408.4
Всего, %	22.86	34.87	7.44	14.38	1.55	6.23	11.29	0.55	100.00

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

Таблица 18 - Баланс металла периода плавнения, кг

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	984.90	-	-	196.98	787.92	0.74
O	-	6.15	-	-	6.15	0.00
Si	469.98	-	469.98	-	0	0
Mn	660.03	-	369.61	92.40	198.00	0.18
P	31.85	-	14.62	-	17.59	0.01
S	29.84	-	-	-	29.84	0.02
Cr	357.42	-	57.18	14.29	285.93	0.26
Ni	1151.74	-	-	17.27	1134.46	1.06
Ti	21.35	-	21.35	-	0	0
W	50.23	-	-	-	50.23	0.04
Al	30.28	-	30.28	-	0	0
Mo	32.90	-	-	-	32.90	0.03
Cu	208.32	-	-	-	208.32	0.19
V	20.83	-	-	-	20.83	0.02
Fe	100950.29	4399.69	403.80	1615.20	103330.98	97.38
Всего	105000.00	4405.85	1366.48	1936.16	106103.19	100.00

Определение количества и состава газов в период плавнения

Общая масса кислорода, усвоенного из воздуха, $m_{O_2} = 328.401$ кг.

Объем 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 объемное 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

$$m_N = \frac{100 - 23}{23} \cdot m_{O_2} = 1099.430 \text{ кг.}$$

Объем и масса воздуха:

$$V_B = V_{O_2} + V_N = 229.881 + 864.790 = 1094.671 \text{ м}^3.$$

$$m_B = m_{O_2} + m_N = 328.401 + 1099.430 = 1427.831 \text{ кг.}$$

Определим количество влаги, вносимой воздухом из следующим условий:

$$t_B = 20^\circ \text{C}, p_B = 1.01 \cdot 10^5 \text{ Па}, f = 0.7, E = 2.026 \cdot 10^3 \text{ Па.}$$

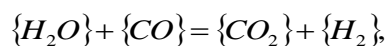
Влажность атмосферного воздуха

$$V_{\text{влаж.в}} = V_B \cdot \frac{273 + t_B}{273} \cdot \frac{p_B}{p_B - E \cdot f} = 1094.671 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{1.01 \cdot 10^5}{1.01 \cdot 10^5 - 0.7 \cdot 2.026 \cdot 10^3} = 1191.598 \text{ м}^3$$

Количество водяного пара в 1 м³ атмосферного воздуха $p_{\text{в.пара}} = 0.013 \text{ кг/м}^3$

Масса влаги $m_{\text{вл}} = V_{\text{влаж.в}} \cdot p_{\text{в.пара}} = 1191.598 \cdot 0.013 = 15.491 \text{ кг.}$

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

$$m_{\{H_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{H_2} = \frac{15.491}{18} \cdot 2 = 1.721 \text{ кг,}$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{15.491}{18} \cdot 44 = 37.866 \text{ кг.}$$

Для этого необходима окись углерода в количестве

$$m_{\{CO\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{CO} = \frac{15.491}{18} \cdot 28 = 37.097 \text{ кг.}$$

Суммарный материальный баланс периода плавления

Израсходовано, кг:

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		49

- а) шихты - 105 000,000, из нее:
- 1) отходы Б-13 - 20160.000,
 - 2) отходы А-2 - 26250.000,
 - 3) отходы А-3 - 31500.000,
 - 4) чугун - 26 250,000,
 - 5) никель Н-3 - 840.000;
- б) шлакообразующих - 2520.000, в том числе извести - 2520.000;
- в) футеровка ДСП - 745.865, в том числе:
- 1) магнезита - 588.365,
 - 2) магнезитохром ита - 157.500;
- г) электродов - 420.000;
- д) руды - 7525.234, в том числе:
- 1) на окисление - 7458.785,
 - 2) на дефосфорацию - 66.449;
- е) воздуха - 1443.322, в том числе:
- 1) кислорода - 328.401.
 - 2) азота - 1099.430,
- Влаги - 15,491.
Всего: 117654.421.

Получено, кг:

- а) металла - 106103.199;
- б) шлака - 6408.480;
- в) пыли - 2234.149, в том числе:
- 1) MnO - 119,285,
 - 2) Cr₂O₃ - 20.895,
 - 3) Ni - 17.276,
 - 4) FeO - 2076.692;
- г) газов - 2905.101, в том числе:
- 1) CO - 1114.633 (от окисления ме талла и электродов с учетом догора ния до CO₂),
 - 2) CO₂ - 689.286 (от нрокаливани извести и окисления электродов учетом догорания CO),
 - 3) N₂ - 1099.430,
 - 4) H₂ - 1.721.
- Всего: 117 650,929.

Невязка - $117654.421 - 117650.929 = 3.492$ кг или $\frac{3.492}{117654.421} \cdot 100 = 0.003$ %.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

Обработка стали происходит на установке печь-ковш является важной 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

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		50

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 (смотреть таблицу 17, 18) и 99% шлака, в ковше наводят ивовый рафинировочный шлак из извести и плавикового шпата, в соотношении 3:1 или 4:1.

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

Элемент	Металл окислительного периода	Осталось в ДСП	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	359.27	35.92	323.34	0.34
O	16.76	1.67	15.08	0.01
Si	0	-	0	0
Mn	63.36	6.33	57.02	0.06
P	17.59	1.75	15.83	0.01
S	29.84	2.98	26.85	0.02
Cr	240.18	24.01	216.16	0.23
Ni	1134.46	113.44	1021.02	1.08
Ti	0	-	0	0
W	50.23	5.02	45.20	0.04
Al	0	-	0	0
Mo	32.90	3.92	29.61	0.03
Cu	208.32	20.83	187.48	0.19
V	20.83	2.08	18.74	0.02
Fe	102455.56	10245.55	92210.00	97.92
Всего	104629.34	10462.93	94.16640	100.00

Таблица 19 - 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	P ₂ O ₅	S	Σ
Шлак окислительного периода	145.19	224.65	616.19	652.13	162.85	399.4	43.95	7.52	631.62

Продолжение таблицы 19

Осталось в ДСП	140.54	2212.3	610.03	645.61	161.22	395.41	43.51	7.45	628.21
Всего	14.65	22.34	6.16	6.52	1.62	3.99	0.44	0.07	63.41
Всего, %	23.10	35.23	9.71	10.28	2.56	6.29	0.69	0.11	100.00

Раскисление шлака и металла. Предварительное легирование

а) Раскисление ишака

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

$$\frac{94166.408 \cdot 0.05}{1000} = 4.708 \text{ кг.}$$

Кокс внесет углерода

$$\frac{4.708 \cdot 86.09}{100} = 4.053 \text{ кг.}$$

Примем, что 10% углерода кокса усваивается металлом.

Кокс внесет углерод в металл

$$\frac{4.053 \cdot 10}{100} = 0.405 \text{ кг}$$

Углерод на раскисление шлака

$$4.053 - 0.405 = 3.648 \text{ кг.}$$

Образуется СО

$$\frac{3.648 \cdot 28}{12} = 8.512 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода

$$8.512 - 3.648 = 4.864 \text{ кг.}$$

Зола кокса внесет в шлак, кг:

$$SiO_2 - \frac{4.708 \cdot 5.84}{100} = 0.275 ;$$

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		52

$$Fe_2O_3 - \frac{4.708 \cdot 2.40}{100} = 0.113; \text{ в пересчете на FeO} - 0.102;$$

$$Al_2O_3 - \frac{4.708 \cdot 3.00}{100} = 0.141;$$

$$CaO - \frac{4.708 \cdot 5.0}{100} = 0.028;$$

$$MgO - \frac{4.708 \cdot 0.12}{100} = 0.006;$$

$$P_2O_5 - \frac{4.708 \cdot 0.04}{100} = 0.002.$$

Кокс внесет в металл, кг:

$$S - \frac{4.708 \cdot 0.60}{100} = 0.028;$$

$$P - \frac{4.708 \cdot 0.01}{100} = 0.0004.$$

Кроме того, выделится в атмосферу за счет потерь при прокаливании

$$\frac{4.708 \cdot 1.30}{100} = 0.061 \text{ кг } CO_2$$

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

Восстановится FeO

$$\frac{6.521 \cdot 90}{100} = 5.869 \text{ кг.}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{5.869 \cdot 16}{72} = 1.304 \text{ кг.}$$

Осталось FeO в шлаке

$$6.521 - 5.869 = 0.652 \text{ кг.}$$

Образуется Fe

$$5.869 - 1.304 = 4.565 \text{ кг.}$$

Восстановится Cr_2O_3

$$\frac{1.629 \cdot 90}{100} = 1.466 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		53

Необходимо связать кислорода

$$\frac{1.466 \cdot 48}{152} = 0.463 \text{ кг.}$$

Образуется Cr

$$1.466 - 0.463 = 1.003 \text{ кг.}$$

Осталось Cr₂O₃ в шлаке

$$1.629 - 1.466 = 0.163 \text{ кг.}$$

Восстановится MnO

$$\frac{6.162 \cdot 90}{100} = 5.546 \text{ кг.}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{5.546 \cdot 16}{71} = 1.250 \text{ кг}$$

Образуется Mn

$$5.546 - 1.250 = 4.296 \text{ кг.}$$

Осталось MnO шлаке

$$6.162 - 5.546 = 0.616 \text{ кг.}$$

Восстановится P₂O₅

$$\frac{0.440 \cdot 90}{100} = 0.396 \text{ кг}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{0.396 \cdot 80}{142} = 0.223 \text{ кг.}$$

Образуется P

$$0.396 - 0.223 = 0.173 \text{ кг.}$$

Осталось P₂O₅ в шлаке

$$0.400 - 0.396 = 0.044 \text{ кг.}$$

Следовательно, необходимо связать кислорода из оксидов шлаковой ванны, кг

FeO - 1.304;

Cr₂O₃ - 0.463;

MnO - 1.250;

P₂O₅ - 0.223;

Всего - 3.240.

Коксом связано 4.864 кг кислорода.

Следовательно, из печной атмосферы поступит кислорода

$$4.864 - 3.240 = 1.624 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		54

Таблица 20- Количество и состав металла в ковше после раскисления шлага, кг

Элемент	Металл в ковше	Раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	323.345	0.405	323.751	0.344
O	15.087	-	15.087	0.016
Si	0	-	0	0
Mn	57.027	4.296	61.323	0.065
P	15.833	0.173	16.006	0.017
S	26.857	0.028	26.885	0.029
Cr	216.168	1.003	217.170	0.231
W	45.209	-	45.209	0.048
Mo	29.616	-	29.616	0.031
Cu	187.488	-	187.488	0.199
V	18.749	-	18.749	0.020
Fe	92210.008	4.565	92214.573	97.916
Всего	94166.408	10.471	94176.879	100.000

Таблица 21 Количество и состав шлага в ковше после раскисления шлага, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	P ₂ O ₅	S	Σ
Шлак в ковше	14.65	22.34	6.12	6.52	1.62	3.99	0.44	0.07	63.41
Раскисление	0.27	0.02	-5.54	-5.76	-1.46	0.14	0.39	-	-12.72
Всего	14.92	22.37	0.61	0.75	0.16	4.13	0.04	0.07	50.69
Всего %	29.44	44.13	1.21	1.48	0.31	8.15	0.09	0.14	100.00

б) Предварительное легирование

После раскисления шлага в металле при содержании углерода 0,344% содержится 0,016% или 15,087 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.

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

где m_i - масса легирующего компонента, кг,

m_{Me} - масса металла, кг;

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

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР					55

Прогнозируем массу металла в конце плавки, кг:

$$m_{Si} = \frac{94176.879 \cdot (0.270 - 0)}{100} = 254.278;$$

$$m_{Mn} = \frac{94176.879 \cdot (0.650 - 0.065)}{100} = 550.827;$$

$$m_{Cr} = \frac{94176.879 \cdot (0.600 - 0.231)}{100} = 347.891;$$

$$m_{Ni} = \frac{94176.879 \cdot (1.200 - 1.084)}{100} = 109.101;$$

$$m_{Me_{ПРОГН}} = \sum m_i + m_{Me} = 254.278 + 550.827 + 347.891 + 109.101 + 94176.879 = \\ = 95438.935 \text{ кг.}$$

Принимаем $m_{Me_{ПРОГН}} = 95500$ кг.

Для более точного расчета массы легирующих используем формулу

$$m_{ЛЕГ_i} = \frac{m_{Me_{ПРОГН}} \cdot ([i_{ГОСТ}] - [i_{Me}])}{i},$$

где $m_{ЛЕГ_i}$ - масса легирующего компонента, вносящего элемент i , кг;
 i - содержание элемента i в легирующем компоненте, %.

Кремний. Для раскисления стали кремнием необходимо внести ФС65

$$\frac{95500 \cdot (0.27 - 0)}{65} = 396.692 \text{ кг}$$

или

$$\frac{65 \cdot 396.692}{100} = 257.850 \text{ кг}$$

кремния.

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

Выгорает

$$\frac{257.850 \cdot 20}{100} = 51.570 \text{ кг}$$

кремния

$$\frac{396.692 \cdot 2}{100} = 7.394 \text{ кг}$$

алюминия

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		56

Это количество кремния свяжет кислорода

$$\frac{51.570 \cdot 32}{28} = 58.937 \text{ кг};$$

алюминий свяжет

$$\frac{7.934 \cdot 48}{54} = 7.052 \text{ кг}$$

кислорода.

При этом образуется и перейдет в шлак:

$$\frac{51.750 \cdot 60}{28} = 110.507 \text{ кг SiO}_2$$

и

$$\frac{7.934 \cdot 102}{54} = 14.986 \text{ кг Al}_2\text{O}_3.$$

ФС 65 внесет в металл, кг;

$$Si - \frac{396.692 \cdot 80 \cdot 65}{100 \cdot 100} = 206.280;$$

$$Mn - \frac{396.692 \cdot 0.4}{100} = 1.587;$$

$$P - \frac{396.692 \cdot 0.05}{100} = 0.198;$$

$$S - \frac{396.692 \cdot 0.02}{100} = 0.079;$$

$$Cr - \frac{396.692 \cdot 0.4}{100} = 1.587;$$

$$P - \frac{396.692 \cdot 32.13}{100} = 127.457;$$

Хром. Определяем расход среднеуглеродистого феррохрома ФХ100

$$\frac{95500 \cdot (0.6 - 0.231)}{72.5} = 486.591 \text{ кг}$$

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

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		57

Выгорает

$$\frac{486.591 \cdot 1.45 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 1.411 \text{ кг}$$

кремния.

Это количество свяжет кислорода

$$\frac{1.411 \cdot 32}{28} = 1.613 \text{ кг.}$$

При этом образуется и перейдет в шлак

$$\frac{1.411 \cdot 60}{28} = 3.024 \text{ кг SiO}_2$$

Феррохром вносит в металл, кг:

$$C - \frac{486.591 \cdot 0.95}{100} = 4.623;$$

$$Si - \frac{486.591 \cdot 1.45 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 5.644;$$

$$P - \frac{486.591 \cdot 0.02}{100} = 0.097;$$

$$S - \frac{486.591 \cdot 0.02}{100} = 0.097;$$

$$Cr - \frac{486.591 \cdot 72.5}{100} = 352.778;$$

$$Fe - \frac{486.591 \cdot 25.06}{100} = 121.940.$$

Марганец. Определяем расход высокоуглеродистого ферромарганца ФМн 78

$$\frac{95500 \cdot (0.65 - 0.065)}{78.0} = 716.110 \text{ кг.}$$

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

Выгорает

$$\frac{716.110 \cdot 6 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 8.593 \text{ кг}$$

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		58

кремния.

Это количество свяжет кислорода

$$\frac{8.593 \cdot 32}{28} = 9.821 \text{ кг.}$$

При этом образуется и перейдет в шлак

$$\frac{8.593 \cdot 60}{28} = 18.414 \text{ кг SiO}_2.$$

Ферромарганец вносит в металл, кг:

$$C - \frac{716.110 \cdot 7}{100} = 50.128;$$

$$Si - \frac{716.110 \cdot 6 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 34.373;$$

$$P - \frac{716.110 \cdot 0.05}{100} = 0.358;$$

$$S - \frac{716.110 \cdot 0.02}{100} = 0.143;$$

$$Mn - \frac{716.110 \cdot 78}{100} = 558.566;$$

$$Fe - \frac{716.110 \cdot 8.93}{100} = 63.949.$$

Никель. Определяем расход никеля марки Н-2 (принимая усвоение 100):

$$\frac{95500 \cdot (1.200 - 1.084)}{99.98} = 110.656 \text{ кг.}$$

Никель вносит, кг:

$$Ni - \frac{110.656 \cdot 99.98}{100} = 110.633;$$

$$C - \frac{110.656 \cdot 0.02}{100} = 0.022.$$

в) Окончательное раскисление стали

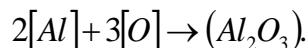
Для окончательного раскисления металла используем алюминий.

Необходимо понизить количество кислорода до

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		59

$$0.005\% \left(\frac{0.005 \cdot 95500}{100} = 4.775 \text{ кг} \right), \text{ т.е. связь}$$

$$15.087 - 4.775 = 10.312 \text{ кг},$$



Для этого потребуется алюминия

$$\frac{10.312 \cdot 54}{48} = 11.601 \text{ кг}.$$

Во время раскисления металла образуется и переходит в шлак Al_2O_3

$$\frac{11.601 \cdot 102}{54} = 21.913 \text{ кг}.$$

С учетом остаточного содержания алюминия в металле $0.02\% \left(\frac{0.02 \cdot 95500}{100} = 19.100 \text{ кг} \right)$ общий расход алюминия для раскисления металла принимаем равным $19.100 + 11.601 = 30.701 \text{ кг}$.

Чтобы внести такое количество алюминия необходимо использовать А 97

$$\frac{30.701 \cdot 100}{99.98} = 30.707 \text{ кг}.$$

А 97 также внесет в металл, кг;

$$Si - \frac{30.707 \cdot 0.01}{100} = 0.003;$$

$$Fe - \frac{30.707 \cdot 0.01}{100} = 0.003$$

Шлакообразование

Расчет компонентов вносимых известью в шлак.

Для проведения десульфурации необходима основность шлака $B = 3.5 \dots 4.0$.
Принимая $B = 4$, получим

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

где $m_{(CaO)н.шл}$, $m_{(SiO_2)н.шл}$ - 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,

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		60

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

где $CaO_{изв}$, $SiO_{2изв}$ - содержание CaO и SiO_2 в извести (смотреть таблицу 4), %
Тогда масса извести по формуле

$$m_{изв} = \frac{4 \cdot (14.927 + 110.507 + 3.024 + 18.414) - 22.375}{\frac{88}{100} - 4 \cdot \frac{1.3}{100}} = 682.505 \text{ кг.}$$

Известь внесёт в шлак, кг;

$$CaO - \frac{88 \cdot 682.505}{100} = 600.605;$$

$$SiO_2 - \frac{1.3 \cdot 682.505}{100} = 8.873;$$

$$MgO - \frac{2 \cdot 682.505}{100} = 13.605;$$

$$Al_2O_3 - \frac{0.8 \cdot 682.505}{100} = 5.460;$$

$$Fe_2O_3 - \frac{0.2 \cdot 682.505}{100} = 1.365;$$

в пересчете на FeO - 1.229.

Кроме того, выделится в атмосферу за счет потерь при прокаливании

$$\frac{7.7 \cdot 682.505}{100} = 52.553 \text{ кг } CO_2$$

б) Расчет компонентов, вносимых плавиковым шпатом.

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

$$m_{п.шт} = \frac{682.505}{4} = 170.626 \text{ кг.}$$

Плавиковый шпат внесёт в шлак, кг:

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		61

$$CaO - \frac{0.5 \cdot 170.626}{100} = 0.853;$$

$$SiO_2 - \frac{3.6 \cdot 170.626}{100} = 6.143;$$

$$Al_2O_3 - \frac{0.2 \cdot 170.626}{100} = 0.341;$$

$$CaF_2 - \frac{94 \cdot 170.626}{100} = 160.389;$$

$$Fe_2O_3 - \frac{1.5 \cdot 170.626}{100} = 2.559,$$

в перерасчете на FeO - 2.303.

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

$$\frac{0.2 \cdot 170.626}{100} = 0.341 \text{ кг } CO_2.$$

в) Продукты раскисления внесут в шлак, кг (смотрите выше):

$SiO_2 - 131.945;$

$Al_2O_2 - 14.986.$

г) Расчет компонентов, вносимых футеровкой печи-ковша.

Выбираем футеровку печи-ковша, изготовленную из магнезитохромитового кирпича.

Расход магнезитохромитовой футеровки на ремонт для печи-ковша емко 100 т - 19 кг/т (смотреть приложение 11). Срок службы футеровки печи-ковша принимаем 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

$$CaO - \frac{42.222 \cdot 2}{100} = 0.844;$$

$$SiO_2 - \frac{42.222 \cdot 6.5}{100} = 2.744;$$

$$MgO - \frac{42.222 \cdot 66}{100} = 27.867;$$

$$Cr_2O_3 - \frac{42.222 \cdot 10}{100} = 4.222;$$

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		62

$$Al_2O_3 - \frac{42.222 \cdot 4}{100} = 1.689;$$

$$Fe_2O_3 - \frac{42.222 \cdot 11.5}{100} = 4.856,$$

в пересчете на FeO - 4.370

Десульфурация стали шлаком

"Узким местом" в производственном комплексе ДСП - печь-ковш - МНЛЗ может стать работа установки "печь-ковш", особенно при необходимости внепечной обработки стали с высокой степенью десульфурации. Наличие некоторого количества печного шлака в печи-ковше, 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 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 22- Количество и состав металла во время десульфурации, кг

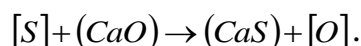
Элемент	Металл после раскисления шлака	Легирование и раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	323.751	54.772	378.523	0.395
O	15.087	-10.312	4.775	0.005
Si	0	246.301	246.301	0.257
Mn	61.323	560.153	621.475	0.649
P	16.006	0.654	16.660	0.017
S	26.885	0.320	27.205	0.028
Cr	217.170	354.365	571.536	0.596
Ni	1021.022	110.633	1131.655	1.181
Ti	0	-	0	0
W	45.209	-	45.209	0.047
Al	0	19.100	190.100	0.020
Mo	29.616	-	29.616	0.031
Cu	187.488	-	187.488	0.196
V	18.749	-	18.749	0.020
Fe	92214.573	313.349	92527.922	96.558
Всего	94176.879	1649.335	95826.213	100.000

Таблица 23 - количество и состав шлака десульфурации, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	P ₂ O ₅	S	CaF ₂	Σ
Шлак после раскисление	14.92	22.37	0.61	0.75	0.16	4.13	0.04	0.07	-	50.69
Известь	8.87	600.60	-	1.22	-	5.46	-	-	-	629.8
Плавиновый шпат	6.14	0.85	-	2.30	-	0.34	-	-	160.38	170.0
Продукты раскисления	131.94	-	-	-	-	36.89	-	-	-	168.8
Футеровка	2.74	0.84	-	4.37	4.22	1.68	-	-	-	41.73
Всего	164.63	624.67	0.61	8.65	4.38	48.52	0.04	0.07	160.38	1061.1
Всего %	15.51	58.87	0.05	0.81	0.41	4.57	0.04	0.07	15.11	100.00

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 достигнет 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 (смотреть 2.2.3), % L_s - коэффициент распределения серы между шлаком и металлом;

$$\lambda = \frac{1061.120}{95826.213} \cdot 100 = 1.107 \%$$

Коэффициент распределения серы находится по эмпирическому выражению:

$$\lg L_s = -2.78 + 0.86 \cdot \frac{(CaO) + 0.05 \cdot (MgO)}{(SiO_2) + 0.6 \cdot (Al_2O_3)} - i g a_o + \lg f_s,$$

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

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР					64

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

$$\begin{aligned} \lg f_o &= e_o^O \cdot [\%O] + e_o^C \cdot [\%C] + e_o^{Si} \cdot [\%Si] + e_o^{Mn} \cdot [\%Mn] + e_o^P \cdot \\ &\cdot [\%P] + e_o^S \cdot [\%S] + e_o^{Cr} \cdot [\%Cr] + e_o^{Ni} \cdot [\%Ni] + e_o^W \cdot [\%W] + \\ &+ e_o^{Mo} \cdot [\%Mo] + e_o^V \cdot [\%V] + e_o^{Cu} \cdot [\%Cu] + e_o^{Al} \cdot [\%Al] \\ \lg f_o &= -0.20 \cdot 0.005 - 0.45 \cdot 0.395 - 0.131 \cdot 0.257 - 0.021 \cdot \\ &\cdot 0.649 + 0.07 \cdot 0.017 - 0.133 \cdot 0.028 - 0.04 \cdot 0.596 + 0.006 \cdot 1.181 + \\ &+ 0.0085 \cdot 0.047 + 0.0035 \cdot 0.031 - 0.3 \cdot 0.020 - 0.013 \cdot 0.19 - 3.9 \cdot 0.02 = -0.331; \end{aligned}$$

$$f_o = 0.467;$$

$$a_o = f_o \cdot [\%O] = 0.467 \cdot 0.005 = 0.002;$$

$$\begin{aligned} \lg f_s &= e_s^S \cdot [\%S] + e_s^C \cdot [\%C] + e_s^{Si} \cdot [\%Si] + e_s^{Mn} \cdot [\%Mn] + e_s^P \cdot \\ &\cdot [\%P] + e_s^O \cdot [\%O] + e_s^{Cr} \cdot [\%Cr] + e_s^{Ni} \cdot [\%Ni] + e_s^W \cdot [\%W] + \\ &+ e_s^{Mo} \cdot [\%Mo] + e_s^V \cdot [\%V] + e_s^{Cu} \cdot [\%Cu] + e_s^{Al} \cdot [\%Al]; \\ \lg f_s &= -0.028 \cdot 0.028 + 0.11 \cdot 0.395 + 0.063 \cdot 0.257 - 0.026 \cdot \\ &\cdot 0.649 + 0.29 \cdot 0.017 - 0.27 \cdot 0.005 - 0.011 \cdot 0.596 + 0 \cdot 1.181 + 0.0097 \cdot \\ &\cdot 0.047 + 0.0027 \cdot 0.031 - 0.016 \cdot 0.020 - 0.0084 \cdot 0.196 + 0.035 \cdot 0.02 = 0.038 \end{aligned}$$

$$f_s = 1.092$$

Тогда

$$\lg L_s = -2.78 + 0.86 \cdot \frac{58.870 + 0.05 \cdot 4.595}{15.515 + 0.6 \cdot 4.573} - \lg 0.02 + 0.038 = 2.676;$$

$$L_s = 473.758;$$

$$[S]_K = \frac{100 \cdot 0.028 + 1.107 \cdot 0.007}{100 + 473.758 \cdot 1.107} = 0.005.$$

Определяем количество удалившей серы по пропорции

$$\frac{95826.213 - x}{27.205 - x} = \frac{100}{0.005},$$

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		65

где x - искомая величина, кг; 95826.213 - x - масса металла с учетом окисления серы, кг; 27.205 - x - масса серы в металле с учетом окисления, кг; 0.005 - содержание серы в металле, %,

$$x = 22.839 \text{ кг.}$$

Доведение стали до заданного химического состава

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

Таблица 24- баланс металла после доводки и десульфурации, кг

Элемент	Металл до десульфурации	Десульфурация	Содержится в металле	Содержится в металле %
C	378.523	-	378.523	0.395
O	4.775	-	4.775	0.005
Si	246.301	-	246.301	0.257
Mn	621.475	-	621.475	0.649
P	16.660	-	16.660	0.017
S	27.205	-22.839	4.367	0.005
Cr	571.536	-	571.536	0.597
Ni	1131.655	-	1131.655	1.181
W	45.209	-	45.209	0.047
Al	190.100	-	190.100	0.020
Mo	29.616	-	29.616	0.031
Cu	187.488	-	187.488	0.196
V	18.749	-	18.749	0.020
Fe	92527.922	-	92527.922	96.581
Всего	95826.213	-22.839	95803.375	100.000

Видно, что химический состав стали полностью соответствует заданному и нуждается в корректировке. Окончательный состав шлака восстановительного периода представлен в таблице 25.

Таблица 25- масса и состав конечного шлака, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	P ₂ O ₅	S	CaF ₂	Σ
Шлак до десульфурации	164.63	624.6	0.61	8.6	4.38	48.52	0.46	0.075	160.38	106.11
Десульфурация	-	-	-	-	-	-	-	22.83	-	22.83

Продолжение таблицы 25

Всего	164.63	624.67	0.616	8.65	4.38	48.52	0.46	22.91	160.38	1083.95
Всего, %	15.18	57.62	0.05	0.79	0.40	4.47	0.04	2.11	14.79	100.00

Суммарный материальный баланс восстановительного периода

Израсходовано, кг:

- а) металла - 104629.342;
- б) шлак - 6341.628;
- в) футеровки ковша - 42.222;
- г) шлакообразующих - 853.132, в том числе:
 - 1) извести - 682,
 - 2) плавикового шпата - 170.626;
- д) легирующих и раскислителей - 1745.464, в том числе:
 - 1) А 97 - 30.707,
 - 2) ФС65 - 396.692,
 - 3) Н - 2 - 110.656,
 - 4) ФХ100 - 486.591,
 - 5) ФМн78 - 716.110,
- б) кокса - 4.708;
- е) кислорода на окисление кокса, кремния и алюминия - 79.047.

Всего: 113690.836.

Получено, кг:

- а) металла - 106266.309, в том числе:
 - 1) в ДСП - 10462.934,
 - 2) в ковше - 95803.375;
- б) шлака - 7362.170, в том числе:
 - 1) в ДСП - 6278.212,
 - 2) в ковше - 1083.958;
- в) газов - 61.648, в том числе:
 - CO₂ (известь) - 52.553,
 - CO₂ (плав. шпат) - 0.341,

CO₂ (кокс) - 0.061,

CO (кокс) - 8.512.

Всего: 113689.947.

Невязка

$$113690.836 - 113689.947 = 3.130$$

или

$$\frac{0.889}{113690.836} \cdot 100 = 0.001\% .$$

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		67

Суммарный материальный баланс плавки
Израсходовано, кг (суммируются данные по суммарным материальным балансам всех периодов):

чугуна - 2625.000;
отходов Б - 13 - 20160.000;
отходов А - 2 - 26250.000;
отходов А - 3 - 31500.000;
никеля Н - 3 - 840.000;
ферромарганца ФМн 78 - 716.110
феррохрома ФХ100 - 486.591;
ферросилиция ФС65 - 396.692;
А 97 - 30.707;
кокса - 4.708;
известки (суммируется по всем периодам) - 3202.505;
плавикового шпата - 170.626;
футеровки печи - 745.865;
футеровки печи-ковша - 42.222;
руды - 7525.234;
газов (суммируются по всем периодам) - 3014.752.
Всего - 121866.669.

Получено, кг:

металла (в ковше и в ДСП) - 106266.309;
шлака в ДСП - 6278.212;
шлака печи-ковша - 1083.958;
пыли, уносимой газами (суммируется по всем периодам) - 3667.223;
газов (суммируются по всем периодам) - 4566.585.
Всего - 121862.288.

Невязка

$$121866.669 - 121862.288 = 4.381 \text{ кг}$$

или

$$\frac{4.381}{121866.669} \cdot 100 = 0.004 \%$$

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		68

3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

Дефектами стали 40ХА могут быть трещины, проходящие по диагоналям поперечного сечения. Как правило образуются вдоль границы разных фронтов кристаллизации. Данный дефект может быть распространен по всей длине диагонали.

Сечение стали 40 ХА может быть:

- живое сечение занятое трещинами, порами и другими несплошными эффектами материала;
- конечное сечение изделия возникает после его разрушения;
- контактное сечение относится к доле сечения пористого тела, состоит из структур, элементов, передающее внешнее направляющее воздействие;

Дефектом называют отклонение предусмотренных техническими условиями качества готового конечного продукта или полупродукта, частично или полностью нарушающее совокупность свойств изделия данного вида, которыми определяется его потребительская ценность.

В зависимости от линейных размеров (/) различают три вида дефектов металла:

- макродефекты ($/ > 50$ мкм);
- микродефекты ($/ = 10*50$ мкм);
- субмикро-дефекты ($/ < 10$ мкм).

Макродефекты обнаруживаются визуально, то есть видны на поверхности деталей, макрошлифах, поверхностях, а так же на поверхности макроизломов.

Микродефекты выявляются при изучении микрошлифов и микроизломов с помощью световых микроскопов. Субмикродефекты могут быть обнаружены только при электронно-микроскопическом анализе.

Причины возникновения:

1. Износ и деформация кристаллизатора.
2. Несимметричный теплоотвод в кристаллизаторе.
3. Сильное диагональное искажение.

Устранение:

После выявления дефектных участков возможно их удаление. Диагональные трещины в большинстве случаев не связаны с атмосферой, поэтому не окислены и могут завариваться при горячей деформации (в случае, если они получили небольшое развитие).

Главные деформации проходят в направлении трех взаимно перпендикулярных осей. Если происходит только растяжение металл или его сжатие, а так же отсутствуют сдвиги, то деформации называются диагональными. В плоскостях, проходящих через одну из главных осей, сдвиговые деформации достигают наиболее больших размеров, когда плоскости делят пополам угол между двумя другими осями, как показано на рисунке [3].

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		69

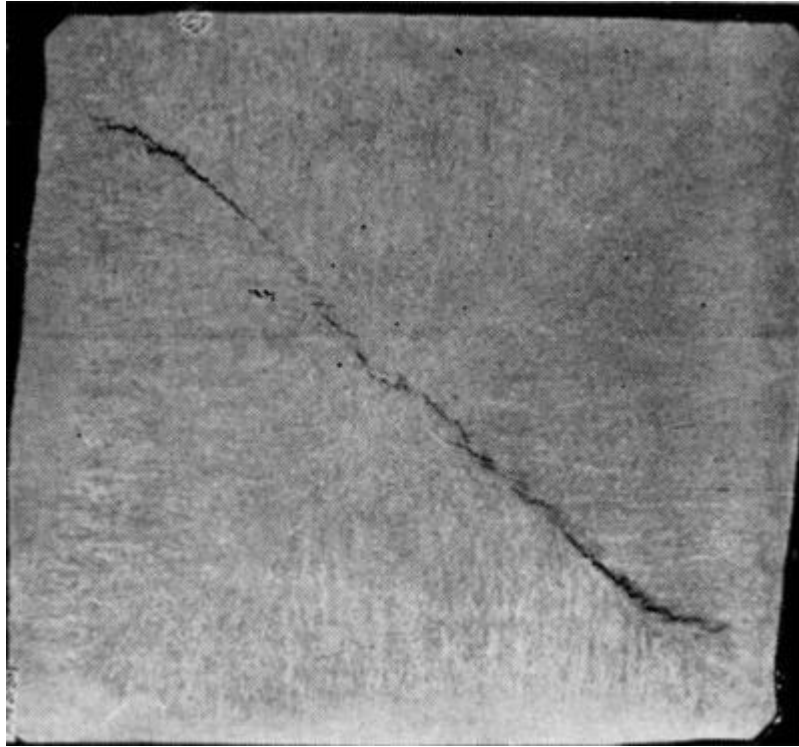


Рисунок 3 - Диагональные трещины сляба.

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		70

4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

Как в отечественном так и в зарубежном производстве материал стали 40 ХА представляет конструкционную легированную сталь. Данный ви стали в зарубежных странаня относят к классу хромистых. В Германии, Бельгии и США легирование элементом хром обеспечивает коррозионную устойчивость сплава в атмосфере и окислительной среде. Следовательно, хром предает стали устойчивые атмосферные нержавеющие свойства. К тому же хром определяет жаропрочность, структуру сплава, а также механические и технологические характеристики.

Таблица 26 – Зарубежные аналоги стали 40 ХА

Америка	5135, 5140, 5140RH, 5140H, G51350, H51350, G51400, H51400
Франция	37Cr4, 38C4FF, 38C4, 41Cr4, 42C4TS, 42C4
Германия	37Cr4, 41Cr4, 42Cr4, 41CrS4, 1.7034, 1.7035, 1.7045
Англия	37Cr4, 41Cr4, 530A36, 530A40, 530M40, 530H36, 530H40
Япония	SCr435H, SCr435, SCr440, SCr440H
Китай	35Cr, 38CrA, ML38CrA, 40Cr, 40CrH, 40CrA, 45Cr, 45CrH,
Южная Корея	SCr435, SCr435H, SCr440, SCr440H
ЕС	37Cr4, 37Cr4KD, 41Cr4, 41CrS4, 41Cr4KD
Бельгия	37Cr4, 41Cr4, 45C4
Италия	36CrMn4, 36CrMn5, 37Cr4, 38CrMn4KB, 38Cr4KB, 41Cr4KB,
Испания	37Cr4, 38Cr4, 38Cr4DF, 41Cr4, 42Cr4, 41Cr4DF, F.1201,
Швеция	2245
Болгария	37Cr4, 40Ch, 41Cr4
Польша	38HA, 40H
Венгрия	37Cr4, 41Cr4, Cr2Z, Cr3Z
Румыния	40Cr10, 40Cr10q
Чехия	14140
Австралия	5140, 5132H

Зарубежом данную марку стали и ее агалоги широко используют в современной промышленности. Из него производят следующие изделия:

- втулки и болты;
- губчатые венцы;
- кулачковые и коленчатые валы;
- оправки и рейки;
- оси и полуоси;
- различные улучшаемые элементы с повышенной прочностью.
- стальные кольца;
- шестерни и плунжеры.

5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

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

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

Достоинства таких газоочисток:

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

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

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

Рассмотрим скрубберы Вентури подробнее.

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

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		72

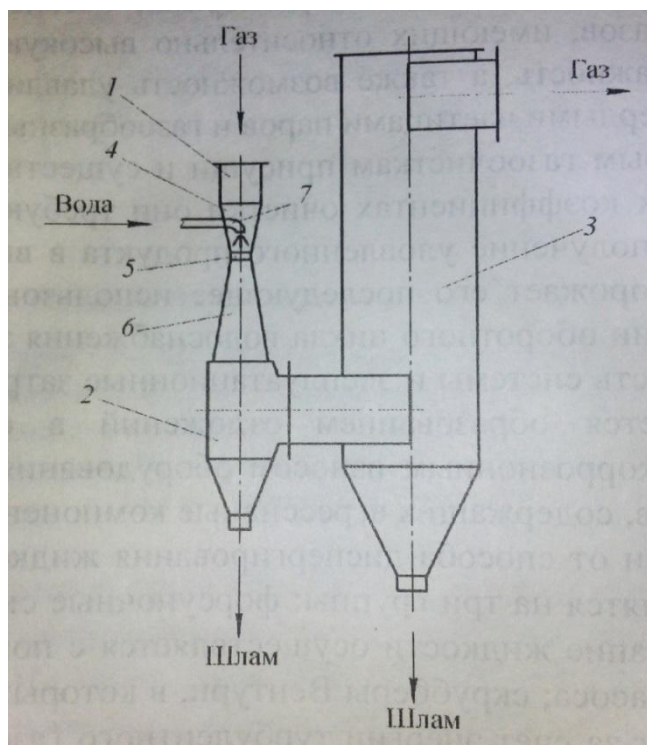


Рисунок 9 – Схема Скруббера Вентури

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

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

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

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

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

технологическими материалами, что обеспечит безопасное перемещение обслуживающего персонала.

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

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.

Кроме того, с целью снижения воздействия на организм человека обязательным является использование средств коллективной и индивидуальной защиты. К средствам коллективной защиты относятся:

- средства нормализации воздушной среды (системы газоочистки и аэрации);
- средства нормализации освещения;
- средства защиты от теплоизлучения (теплоизоляционные покрытия ковшей, нагревательных стендов);
- средства защиты от поражения электрическим током (ограждения, изолирующие устройства, покрытия, предохранительные устройства, знаки предупреждения, световая и звуковая сигнализация);
- средства защиты от воздействия механических факторов (предохраняющие, сигнальные и тормозные устройства);
- средства защиты от воздействия химических факторов (герметизирующие, вентилирующие, очистные устройства);
- средства защиты от шума;
- стационарные или инвентарные ограждения открытых проемов;
- средства защиты от попадания в подвижные и вращающиеся части оборудования (защитные кожухи и ограждения).

К средствам индивидуальной защиты относятся:

- спецодежда (суконные брюки, куртка, рукавицы, каска, и др.);
- средства защиты глаз (защитные очки с металлической сеткой);

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		75

– средства защиты органов дыхания (марлевые повязки типа «Лепесток-200», респираторы и др.).

Деятельность по охране природы

Руководство ПАО «Ашинский метзавод» выполняет обязательства по реализации экологической политики, достижению поставленных целей и решению экологических задач. В целях осуществления контроля, анализа и принятия мер по уменьшению негативного воздействия на окружающую среду на предприятии разрабатываются планы производственного контроля за состоянием водных объектов, атмосферного воздуха, мест размещения отходов, планы природоохранных мероприятий, проводится мониторинг соответствия количества и качества сбросов и выбросов загрязняющих веществ установленным нормативам. В целях уменьшения выбросов загрязняющих веществ в атмосферный воздух в цехах завода проводится регулярная проверка эффективности работы пылегазоочистного оборудования.

Природоохранная деятельность ПАО «Ашинский метзавод» осуществляется на основании разрешений, выданных уполномоченными органами, при наличии всей правоустанавливающей документации. На предприятии проводится много мероприятий, направленных на минимизацию воздействия производственной деятельности на окружающую природную среду. Конечно, как и на любом развивающемся производстве, ежегодно планируются новые природоохранные мероприятия.

Для предприятий, вкладывающих деньги в модернизацию производств и снижающих негативное воздействие на окружающую природную среду, необходимо предусматривать виды государственного стимулирования развития производств. Например, в виде возврата платежей за негативное воздействие, снижение налоговой базы и др.

Другие природоохранные мероприятия ПАО «Ашинский метзавод» за последние несколько лет:

– прекращение производства стали мартеновским способом, вагранок в литейном цехе и связанного с этим сокращения количества выбросов загрязняющих веществ в атмосферу – снижение выбросов твердых ЗВ практически в три раза. Данное мероприятие позволило предприятию уйти от сверхнормативных выбросов;

– приобретена установка очистки СММ – 2,2 для регенерации трансформаторного масла;

– применение водополимерной закалочной среды вместо масла в ремонтно-механическом цехе;

– строительство печи обжига извести ШГП – 4 с системой газоочистки, проведение пусконаладочных работ;

– наладка режимов горения топлива котлов теплоэлектростанции;

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		76

6.2. Анализ производственных факторов

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

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

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

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

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

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

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

Все пульта управления представляют собой изолированные кабины, где имеется местная вентиляция.

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

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

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

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

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		77

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

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

6.3. Анализ вредных производственных факторов

Вопрос экологии и защиты окружающей среды особенно остро стоит на ПАО «Ашинский метзавод» прежде всего в связи с тем, что предприятие расположено в экологически чистом районе Челябинской области, все производство размещено в непосредственной близости от водоема (р. Сим). Основная тяжесть негативного воздействия предприятия на экосистему приходится на долю водной и воздушной сред.

Большинство технологических операций цепочки производства основной продукции завода связано с интенсивным газопылевыделением, загрязнением воды и тепловым загрязнением окружающей среды.

Источники загрязнения воздушного бассейна:

- источники выделения: технологические агрегаты (установки, устройства, аппараты и т.п.), производственные участки (шлакоотвалы, места разгрузки материалов и т.п.), выделяющиеся в процессе эксплуатации загрязняющие вещества;

- источники выбросов: специальные устройства (аэрационные фонари, выбросные трубы, вентиляционные шахты и т.п.), посредством которых осуществляется выброс загрязняющих веществ в атмосферу;

- организованные источники выделения загрязняющих веществ, от которых последние поступают в систему газоходов или воздуходувов с газоочистными и пылеулавливающими установками;

- неорганизованные источники выделения, загрязняющие вещества от которых поступают непосредственно в цех или атмосферу вследствие негерметичности технологического оборудования, транспортных устройств, резервуаров, также сюда относят пылящие отвалы, открытые склады и т.п.

Валовые выбросы загрязняющих веществ в атмосферу представлены в таблице 26

Таблица 26 – Валовые выбросы вредных веществ в атмосферу за 2015 год

Наименование вредного вещества	Класс	ПДК, мг/м ³	Фактический
азота диоксид (NO ₂)	3	2	1260

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		78

Продолжение таблицы 26

азота оксид (NO в пересчете на NO ₂)	3	5	840
углерода оксид (CO)	4	20	28480
железа оксиды (Fe _x O _y)	3	4	1140
соединения серы (в пересчете на серу элементарную)	4	6	2450
марганца оксиды (в пересчете на MnO ₂)	2	0,2	12

При неблагоприятных метеоусловиях, в первую очередь, не допускаются залповые выбросы, которые происходят после остановки печи на планово-предупредительный ремонт, вследствие недостаточного подогрева электрофильтров. Контроль за соблюдением нормативов ПДВ осуществляется каждый месяц экологическим отделом ПАО «Ашинский метзавод».

К источникам загрязнения водного бассейна на предприятии прежде всего относят:

– сброс отработанной технической воды с повышенной температурой сталеплавильными, обжиговыми, нагревательными печами и иными агрегатами, для успешного функционирования которых необходимо устройство водяных или пароиспарительных систем охлаждения (мартеновские печи, нагревательные колодцы прокатных цехов, плавильные печи литейного цеха и др.);

– сброс загрязненной промывочной воды (травильные отделения прокатных цехов, промывочные отделения цехов производства товаров народного потребления и др.).

Сброс воды в реку предприятием в настоящее время прекращен практически полностью. Такого резкого снижения вредного воздействия на водную среду удалось добиться в результате строительства на территории завода собственного водного бассейна. Вся отработанная техническая вода со всех подразделений предприятия в данный момент сбрасывается в бассейн, где проходит рецилинг и снова вовлекается в процесс производства. Объем воды в бассейне периодически пополняется из водных запасов реки.

Нахождение предприятия в экологически чистой и охраняемой природной зоне определяет жесткие требования к степени его влияния на окружающую экосистему. В связи с этим на предприятии ведется активная политика в области охраны окружающей среды, рационального природопользования. Руководство предприятия во главе с генеральным директором проявляет заботу об экологическом состоянии производства и рационализации природопользования. Об этом свидетельствует и активно осуществляемый на протяжении уже длительного времени процесс озеленения территории предприятия и прилегающих районов.

6.4. Безопасность при работе с движущимися механизмами

Безопасность при работе с движущимися механизмами должна соблюдаться во избежание механической травмы в результате контакта. Условия существования опасности воздействия движущегося механизма на человека рассматривается как:

Предусмотренные самим технологическим процессом в зависимости от его назначения.

Приводящие к опасности из-за недостатков в монтаже и конструкции объекта.

Возникающие вновь при изменении технологического процесса и применении другого типа оборудования.

Зависящие от человека.

К средствам защиты относят предохранительные защитные устройства, необходимые для автоматического отключения агрегатов и машин при отклонении параметра, характеризующего режим работы оборудования, за пределами допустимых значений.

К средствам коллективной защиты по расстоянию опасного воздействия отнесут блокировочные устройства. Блокировочные устройства по принципу действия подразделяют на: механические, электронные, электрические, электромагнитные, пневматические, гидравлические, оптические, магнитные и комбинированные. Блокировочные устройства препятствуют проникновению человека в опасную зону, либо во время пребывания его в этой зоне устраняют опасный фактор.

К средствам индивидуальной защиты относят специальную одежду. Это означает, что вся работа должна проходить в специальных рабочих костюмах, халатах или робах.

Требования, предъявляемые к специальной одежде: обеспечение наибольшего комфорта для трудящегося и максимальной его безопасности. Особенно опасным для здоровья может оказаться захватывание валами или зубчатыми передачами волос работающих, поэтому, если существует вероятность такой травмы, то служащие обязательно надевают головной убор и надежно убирают под него волосы. Если есть опасность разлёта искр или стружки, то используются защитные очки закрытого типа (снабженные уголками, прикреплёнными к оправе и защищающими глаза сбоку). Очки с усиленными стеклами имеют красную точку на линзе.

Комплексная защита рассматривается в виде дистанционного управления применяется там, где, по условиям технологии, находиться в зоне работы машин и механизмов опасно. В таком случае контроль и регулирование работы оборудования осуществляются с достаточно удаленных мест. Наблюдения проводят либо визуально, либо с помощью телеметрии и видеоканала. Интенсивность поступления информации на одного оператора должна отвечать возможностям переработки ее человеком.

Большое применение при защите от движущихся механизмов находят предупредительная сигнализация, контрольно-измерительные приборы и автоматика (КИП и А). Наличие КИП и А – одно из условий безопасной и надежной работы оборудования. Это приборы для измерения и регулирования

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		80

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

На современном этапе развития экономики нашей страны снижение энерго- и материалоемкости является одним из решающих условий повышения эффективности общественного производства. В этом отношении в электротермии имеются крупные резервы экономии сырья, топливных энергетических и трудовых ресурсов.

Развитие металлургии в значительной мере определяется состоянием электрометаллургии как наиболее наукоемкой, энергосберегающей и экологичной технологии. В электродуговой сталеплавильной печи возможно максимальное использование тепловой энергии, излучаемой электрическими дугами. При этом зоны дуг, имеющие сравнительно небольшой объем и очень высокую температуру, в значительной мере экранированы шихтой от стен и свода, что позволяет быстро нагревать шихту, доводить ее до плавления и поддерживать при требуемой температуре жидкую металлическую ванну при поддержании в рабочем пространстве электропечи как окислительной, так и восстановительной атмосферы. Это позволяет обеспечить эффективную очистку металла от вредных примесей и его легирование при минимальных потерях дорогостоящих легирующих добавок.

Электроплавка стали позволяет переделывать значительное количество металлического лома. Особые преимущества производства стали в электрических печах, не требующих качественной шихты и обеспечивающих получение стали любого химического состава, проявляются с понижением стоимости электроэнергии, и в связи с развитием атомной энергетики электрометаллургию можно назвать процессом будущего.

Благодаря этим факторам только в электропечах можно выплавлять большинство легированных, все высоколегированные и специальные стали.

Вместе с тем, производство электростали имеет целый ряд положительных сторон, которые способствуют все большему распространению этого способа производства во всем мире. Именно этими обстоятельствами определяется актуальность темы данной дипломной работы. Основной тенденцией быстрого и экономичного повышения объёмов производства стали, как раз, и является развитие электрометаллургии.

В данном дипломном проекте приведён химический состав и рассмотрены особенности стали марки 40ХА. Проведён анализ технологии выплавки стали. Разработана технология выплавки данной марки стали методом переплава легированных отходов с применением газообразного кислорода по схеме ДСП «Consteel» → сталеразливочный ковш → печь-ковш → МНЛЗ. Произведён расчёт материального и энергетического баланса плавки.

В технологической части описано назначение сплава сталь 40ХА. Представлен химический состав и особенности низколегированных сталей. Дана характеристика механических свойств стали 40ХА. Рассмотрены способы получения стали марки 40ХА. Характеризовано производство стали в мартеновских печах с кислородно – конвертерным процессом.

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		82

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Андронов, В.Н. Жидкие металлы и шлаки: справочник / В.Н. Андронов, Б.В. Чекин, С.В. Нестеренко. - М.: Металлургия, 1977. - 128 с.
2. Безопасность производственных процессов в черной металлургии / М.М. Зиньковский – М.: Металлургия, 2002. – 480 с.
3. Внепечная обработка стали: Учебное пособие / А.В.Рябов, И.В. Чуманов – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2002. - 43 с.
4. Внепечная обработка чугуна и стали / Кудрин В.А. – М.: Металлургия, 1992. – 336 с.
5. ГОСТ 12.1.007-76 Вредные вещества. Классификация и общие требования безопасности.
6. Калмыков В. А., Карасёв В. П., Электрометаллургия стали: Учебник/ В. А. Калмыков - Санкт-Петербург: Издательство СПбГТУ, 2000г.-360 с.
7. Калмыков В.А., Теория и технология производства стали, Учебник для вузов/ - В.А. Калмыков - М.: Мир, АСТ, 2003.-528 с.
8. Крамаров А.Д., Соколов А.Н., Электрометаллургия стали и ферросплавов: учебник / А.Д. Крамаров.- М.: Металлургия- 2004.-376 с.
9. Марочник сталей и сплавов / В.Г. Сорокин, А.В. Волоснякова, С.А. Вяткин и др.; Под общ. ред. В.Г. Сорокина. – М.: Машиностроение, 1989. – 640с.
10. Мастрюков Б.С., Расчёты металлургических печей: Учебник /Мастрюков Б.С. - «Металлургия»,1999.-272 с.
11. Методическое пособие по разливке стали на МНЛЗ. ПАО «АМЗ», 2015. – 66 с.
12. Новости чёрной металлургии за рубежом / С.З.Афонин, И.Г.Очагова – выпуск №6 (48) 2013. - 116 с.
13. Производство стали / И.И.Борнацкий, В.Ф.Михневич, С.А.Яргин – М.: Металлургия, 1991. – 400 с.
14. Производство стали в ЭСПЦ-6 ТИ Э6-00. Сборник технологических инструкций – Челябинск, ОАО “МЕЧЕЛ”, 2014. – 183 с.
15. Производство стали на агрегате ковш – печь / Д.А.Дюдкин, С.Ю.Бать, С.Е.Гринберг, С.Н. Маринцев – Донецк: «ООО “Юго – Восток, Лтд”»,2003. - 300с.
16. Расчёт процесса электроплавки: Учебное пособие / А.В.Рябов, И.В. Чуманов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. – 175 с.
17. Современные способы выплавки стали в дуговых печах: Учебное пособие / А.В. Рябов., И.В. Чуманов, М.В. Шишимиров. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2007. – 188 с.
18. Электрометаллургия стали и ферросплавов: учебник для вузов / Д.Я.Поволоцкий, В.Е.Рощин, Н.В.Мальков – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Металлургия, 1995. – 592 с.

					22.03.02.2017.691.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		84