

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

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой

_____ 2018 г

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ЦИКЛА ПРОИЗВОДСТВА
СТАЛИ МАРКИ 10ХСНД

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА К ВЫПУСКНОЙ
КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ – 22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР

Консультант

_____ 2018 г

Руководитель проекта
(к.х.н., доцент)

_____ А.В. Мохова
_____ 2018г

Автор проекта
студент группы ДО-443

_____ Д.И. Дмитриев
_____ 2018г

Нормоконтролер
(старший преподаватель)

_____ Е.Е. Чванова
_____ 2018г

Челябинск - 2018

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

Направление 22.03.02 «Металлургия»

Профиль бакалавриата: электрометаллургия стали

Кафедра металлургического производства

УТВЕРЖДАЮ:
Зав. кафедрой

« ____ » _____ 2018 г.

З А Д А Н И Е

на выпускную квалификационную работу студенту
Дмитриеву Никите Игоревичу
Группа: ДО-443

1 Тема выпускной работы: Разработка технологического цикла производства стали марки 10ХСНД, утверждена приказом по университету от « ____ » _____ 2018г. № ____.

2 Срок сдачи студентом законченной работы «10» июня 2018г.

3 Исходные данные к работе

3.1 Марка стали: 10ХСНД

3.2 Наименование конечного продукта производства: сляб

3.3 Материалы производственной практики.

4 Содержание пояснительной записки (перечень подлежащих разработке вопросов):

Аннотация

Оглавление

Введение

1 Технологическая часть

1.1 Описание стали 10ХСНД

1.2 Назначение выплавляемой стали

1.3 Технологическая схема производства

1.4 Выбор оборудования для выплавки

1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки

1.6 Контроль качества продукции

2. Расчетная часть

2.1 Назначить и рассчитать технологические параметры выплавки

2.2 Материальный баланс плавки

2.3 Тепловой расчет печи

3. Возможные дефекты конечного продукта производства.

3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства

3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения: заливины

4. Зарубежный опыт производства подобной продукции.

5. Возможные направления модернизации производства.

6. Охрана труда и техника безопасности.

6.1 Общие требования охраны труда

6.2 Анализ опасных производственных факторов

6.3 Анализ вредных производственных факторов

6.4 Взрыво- и пожароопасность при работе на металлургических

предприятиях

Заключение

Библиографический список

Приложения

7 Перечень графического материала:

7.1 Химический состав стали 10ХСНД (плакат)

7.2 Технологический цикл производства (плакат)

7.3 Планировка сталеплавильного цеха (чертеж)

7.4 Дуговая сталеплавильная печь (чертеж)

7.5 Агрегат ковш-печь (чертеж)

7.6 Машина непрерывного литья заготовок (чертеж)

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

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

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

Руководитель работы: _____ / А.В. Мохова /

Задание принял к исполнению:

Студент : _____ /Н.И. Дмитриев /

КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН

№ п/п	Наименование этапов выпускной квалификационной работы	Срок выполнения этапов работы	Отметка о выполнении
1	Введение	01.02.2018- 25.02.2018	
2	Технологическая часть	26.02.2018- 31.03.2018	
3	Расчетная часть	01.04.2018- 10.04.2018	
4	Дефекты конечного продукта производства	11.04.2018- 21.04.2018	
5	Зарубежный опыт производства подобной продукции	21.04.2018- 01.05.2018	
6	Возможные направления модернизации производства	02.05.2018- 10.05.2018	
7	Охрана труда и техника безопасности	11.05.2018- 20.05.2018	
8	Графическая часть	21.05.2018- 25.05.2018	
9	Оформление работы	26.05.2018- 29.05.2018	
10	Защита проекта	14.06.2018	

Зав. кафедрой: _____ / _____ /

Руководитель работы: _____ / Мохова А.В. /

Студент: _____ / Дмитриев Н.И. /

АННОТАЦИЯ

Дмитриев Н.И. Разработка технологического цикла производства стали марки 10ХСНД – Челябинск: ЮУрГУ, кафедра металлургического производства; 2018, 80 с., 35 таблиц, 4 ил., библиогр. список – 10 наим., 6 прил., 6 листов чертежей ф. А1

Цель данной работы - рассмотреть способы выплавки полупродукта в дуговой сталеплавильной печи, с целью получить, после внепечной обработки на агрегате «Ковш-печь», сталь марки 10ХСНД в ЭСПЦ – 2 на ПАО «Ашинский метзавод». Всего в пояснительной записке: 6 разделов, 80 страниц, 35 таблиц, 4 рисунка, библиографический список.

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

Целью технологической части работы является разработка технологии выплавки стали марки 10ХСНД в условиях электросталеплавильного цеха № 2 ПАО «Ашинский метзавод».

В работе также рассмотрены вопросы безопасности труда, взрыво- и пожароопасности при работе на металлургических предприятиях.

22.03.02.2018. 093.00 ПЗ ВКР

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Дмитриев Н.И.			Разработка технологического цикла производства стали марки 10ХСНД	Лит.	Лист	Листов
Провер.		Мохова А.В.					6	80
Рецензент						ЮУрГУ кафедра МП		
Н. Контр.		Чванова Е.Е.						
Утверд.								

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	7
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ	9
1.1 Описание стали	10
1.2 Назначение выплавляемой стали	11
1.3 Описание технологии выплавки сплава 10ХСНД	11
1.4 Выбор оборудования для выплавки	11
1.5 Сырьевые материалы для выплавки стали марки 10ХСНД	13
1.6 Контроль качества продукции	26
2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ	28
2.1 Технологические параметры выплавки	28
2.2 Материальный баланс плавки	28
2.3 Тепловой расчет печи	57
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА	67
3.1 Основные виды дефектов	67
3.2 Дефекты сталеплавильного происхождения: заливины	67
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ	70
5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА	71
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ	72
6.1 Общие требования охраны труда	72
6.2 Анализ опасных производственных факторов	73
6.3 Анализ вредных производственных факторов	75
6.4 Взрыво- и пожароопасность при работе на металлургических предприятиях.....	76
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	79
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	80

									Лист
									7
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018 . 093.00 ПЗ ВКР				

ВВЕДЕНИЕ

На мировом рынке, в условиях современной конкуренции черной металлургии, главным условием существования и получения хорошей прибыли на Ашинском метзаводе является применение инновационных технологий в производстве, которые помогут снизить себестоимость и поднять качество.

В связи с этим в 2004 г началась поэтапная реконструкция мартеновского цеха с последующим выходом на современный технологический уровень. В 2007 г было пущено отделение непрерывной разливки стали, в которое вошли агрегат «ковш-печь» и слябовая МНЛЗ. Строительством электросталеплавильного цеха было завершено в 2010 г. В здании нового электросталеплавильного цеха установлена дуговая сталеплавильная печь (ДСП-120 + «CONSTEEL») с конвейерной загрузкой металлошихты.

Современная технология производства стали в дуговой сталеплавильной печи позволяет существенно снизить себестоимость производимой продукции. Внепечная обработка в установке ковш-печь позволяет получать металл высокого качества. Использование современных технологий при разливке стали на машине непрерывного литья заготовки также позволяет повысить качество и снизить себестоимость производимой заготовки.

Для выпуска 970 тыс.т жидкой стали в ЭСПЦ – 2 установлено следующее оборудование:

Выплавляется сталь в ДСП-120 фирмы «Danieli», которая работает на 100 % твердого скрапа. Благодаря системе «CONSTEEL» загрузка скрапа в печь осуществляется непрерывно. Погорев скрапа осуществляется при его транспортировке отходящими газами от печи.

Преимущества данной технологии (выплавка стали в ДСП с непрерывной загрузкой скрапа) – выплавка стали современным способом, который позволяет механизировать и автоматизировать все технологические операции, поднять производительность примерно в 3 раза;

КПД ДСП в двое выше чем у мартеновской, а это колоссальная экономия энергоресурсов;

– в несколько раз уменьшаются вредные выбросы в атмосферу;

– применение зонта над ДСП и зонта над АКП (вместо фонаря) позволяет уловить неорганизованные выбросы от АКП и от печи при завалке и выпуске плавки и отправить их на газоочистку;

– технология «CONSTEEL» значительно экономит электроэнергию. Кроме того постоянная загрузка металлолома в печь не большими порциями не дает больших скачков в электросети печного трансформатора, что позволяет установить более простые и дешевые фильтровальнокомпенсационные устройства в сети 35 кВ.

Чтобы переработать 970 тыс. т. жидкой стали, на ПАО «Ашинский метзавод» встала острая необходимость следующего этапа реконструкции – реконструкция ЛПЦ – 1.

										Лист
										8
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018 . 093.00 ПЗ ВКР					

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Описание стали

Марка: 10ХСНД (заменители: 16Г2АФ)

Класс: Сталь конструкционная низколегированная для сварных конструкций

Вид поставки: сортовой прокат, в том числе фасонный: ГОСТ 19282-73, ГОСТ 2590-2006, ГОСТ 2591-2006, ГОСТ 8239-89, ГОСТ 8240-97, ГОСТ 6713-91, ГОСТ 535-2005, ГОСТ 5521-93, ГОСТ 8509-93, ГОСТ 8510-86. Лист толстый ГОСТ 19282 -73, ГОСТ 19903-74, ГОСТ 5521-93, ГОСТ 6713-91. Лист тонкий ГОСТ 17066-94, ГОСТ 19903-74, ГОСТ 19904-90, ГОСТ 5521-93. Полоса ГОСТ 19281-89, ГОСТ 82-70, ГОСТ 103-2006, ГОСТ 6713-91, ГОСТ 14637-89, ГОСТ 19282-73, ГОСТ 5521-93. Поковки и кованые заготовки ГОСТ 1133-71. Трубы ОСТ 14-21-77.

Использование в промышленности: элементы сварных металлоконструкций и различные детали, к которым предъявляются требования повышенной прочности и коррозионной стойкости с ограничением массы и работающие при температуре от -70 до 450 °С,

Таблица 1.1 – Химический состав стали 10ХСНД, (в %)

Fe	C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Cu
До 96	До 0,12	0,8 – 1,1	0,5 – 0,8	0,5 – 0,8	$\leq 0,04$	$\leq 0,035$	0,6 – 0,9	0,4 – 0,6

Таблица 1.2 – Механические свойства стали 10ХСНД

Термообработка, состояние поставки	Сечение, мм	$\sigma_{0,2}$, МПа	σ_b , МПа	δ_5 , %
Сортовой и фасонный прокат	< 15	390	530	19
Сортовой и фасонный прокат	10 – 32	390	530	19
Листы и полосы в состоянии поставки (образцы поперечные)	< 32	390	530	19
Листы горячекатаные	2 – 3,9	–	530	15

Таблица 1.3 – Коррозионные свойства стали 10ХСНД

Среда	Глубина, мм/год
Морская вода	0,0435 – 0,0573
Грунт	До 0,0179
Воздух	До 0,0608

									Лист
									10
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018 .000.00 ПЗ ВКР				

Таблица 1.4 – Технологические свойства стали 10ХСНД

Свариваемость	Сваривается без ограничений. Способы сварки: РДС, АДС под флюсом и газовой защитой, ЭШС.
Склонность к отпускной способности	Малосклонна
Флокеночувствительность	Не чувствительна

Таблица 1.5 – Ударная вязкость стали 40, КСУ, Дж/см²

Состояние поставки, термообработка	– 40	– 40 (КСУ)	– 70 (КСУ)	– 70
Сортовой и фасонный прокат сечением 5 – 10 мм		39	34	
Сортовой и фасонный прокат сечением 10 – 20 мм		29	29	
Сортовой и фасонный прокат сечением 20 – 32 мм		29		
Листы и полосы (образцы поперечные) сечением 5 – 10 мм	39			29
Листы и полосы (образцы поперечные) сечением 10 – 32 мм	29			29

Таблица 1.6 – Температура критических точек стали 10ХСНД

Критическая точка	°С
Ac1	730
Ac3	885
Ar3	803
Ar1	650

1.2 Назначение выплавляемого сплава

Особенности сварки 10ХСНД и низколегированных сталей: низколегированные стали относятся к разряду хорошо свариваемых. Однако наличие в них легирующих элементов обуславливает возможность появления закалочных структур в зоне термического влияния, что при неблагоприятном сочетании других факторов может вызвать уменьшение стойкости ее против холодных трещин. Легирующие элементы могут снизить также сопротивляемость швов горячим трещинам, усугубить или, напротив, ослабить последствия перегрева и склонность к хрупкому разрушению металла в зоне термического влияния и шве.

Особые затруднения возникают при сварке термически улучшенных сталей, которые разупрочняются в различных участках зоны термического влияния.

										Лист
										11
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР					

Существует ряд возможностей для получения соединений с высокими свойствами. Они состоят в выборе материалов с высокой стойкостью против перегрева при электрошлаковой сварке, рациональной термообработки, режимов и технологических приемов сварки. Задача технолога состоит в оценке сопротивляемости хрупкому разрушению металла шва и свариваемой стали в зоне термического влияния и определении применительно к конкретным конструкциям и условиям их эксплуатации рациональных методов повышения свойств соединений.

Легирование стали оказывает решающее влияние на стойкость ее против перегрева при электрошлаковой сварке. При рациональном легировании стали она может оказаться столь высокой, что требования по ударной вязкости металла вблизи границы сплавления удовлетворяются уже после высокого отпуска, без применения улучшающей высокотемпературной термообработки - нормализации.

1.3 Технологическая схема производства

Сталь в дуговой печи выплавляется по двум вариантам:

– с завалкой металлошихты на "болото" (40 – 50 т 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.

Плавку стали производят с «болотом».

Выплавка полупродукта производится при удовлетворительном твердом состоянии подины и откосов, с защитным гарнисажем на водоохлаждаемых панелях стен и свода, с хорошо очищенным и засыпанным эркерным отверстием, целыми электродами, при исправном состоянии и надежной работе охлаждающей системы, механизмов, электроаппаратуры и газоочистки. После холодного ремонта стен выплавляется две плавки стали 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

						22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			13

осуществлять «насухо», с обязательным контролем состояния подины и откосов и их заправкой. После выпуска предыдущей плавки производится удаление остатков шлака и настелей 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.

Для заправки подины печи применяется торкрет-масса JEGUN. После выпуска металла печь наклоняют в сторону рабочей площадки для осмотра футеровки мастером и сталеваром с целью общей оценки состояния откосов, подины и выявления на ней остатков металла и шлака. Одновременно оценивается состояние свода и стен. Остатки металла с подины нужно удаляют повторным наклоном печи в сторону слива металла (операция выполняется после заделки эркерного отверстия). Остатки не удаленного металла необходимо заморозить в эркерной зоне печи. При выдувке кислородом остатков металла с подины необходимо обрез трубки держать на расстоянии от 150 до 200 мм от поверхности металла (определяется визуально), при этом для более полного удаления металла из углублений в подине до 100 мм глубиной рекомендуется давать под струю кислорода небольшие порции магнезитового порошка. Количество порошка определяется мастером (старшим мастером), порошок дается вручную – лопатой. При углублении подины более 100 мм и наличии в углублении остатков жидкого металла, в металл опускается специальная сляба с целью намораживания остатков металла. После выдержки и намораживания металла на слябу (определяется визуально) производится удаление слябы с замороженным металлом. После оценки состояния подины производится ремонт подины. Заправка подины и откосов производится механизированным способом. Допускается заправка вручную. Углубление ванны производить под руководством старшего мастера присадками кварцитового песка, кварцита или порошка ферросилиция.

Горячий ремонт подины проводить по мере необходимости в местах локального износа подины методом подсыпки ремонтных масс согласно ТИ 123-Э-02-2011. После заправки подины, откосов и завалки шихты при необходимости производить частичный ремонт стен (подварка) массами согласно ТИ 123- Э-02-2011. Порог рабочего окна должен быть заправлен до уровня, обеспечивающего сход шлака во время окислительной продувки. При работе на «болоте» общий износ футеровки подины контролируют не реже одного раза в смену путем измерений с помощью шомпола, изогнутого на конце под углом 90 ° (по визуальной оценке) и рулетки, а также по показаниям теплоприборов в зонах ванны. Шомполом прощупывают всю площадь подины. В случае нарушения твердости подины или обнаружения углублений, принимают меры к сливу плавки «насухо» и производят ремонт подины.

Дно бадьи должно быть наполнено слоем легковесного лома без воды или масла; дробленый очищенный лом может использоваться вплоть до 10 % от общего объема завалки. Данный слой действует в виде подушки для обеспечения защиты огнеупорного пода печи от возможных повреждений из-за тяжеловесных кусков скрапа. А также является неким уплотнением, предотвращающим потери через дно бадьи мелкого лома.

					22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		14

Таблица 1.10 – Требования к полупродукту при поступлении на АКП для 10ХСНД

Содержание элементов в первой пробе на АКП, %				
C	S	P	Si	Mn
Не более 0,10	Не более 0,070	Не более 0,015	Не более 0,20	Не более 0,20

Для обеспечения максимального контакта металла и шлака во время и после выпуска осуществляют продувку аргоном через донную фурму сталь-ковша не менее 10 минут. По окончании продувки производят измерение температуры металла в ковше и отбирают пробу металла. Продолжительность транспортировки ковша с металлом от выпуска из ДСП до постановки его на стенд АКП должна быть не более 20 минут.

Устанавливается сталеvoz с ковшем в положение «под крышкой». Опускается свод на ковш, состыковав газоход с газоотводящим патрубком свода, создать разрежение в газоходе до начала обработки стали. Для открытия забитой, «закозлившейся» продувочной пробки разрешается кратковременная подача аргона с давлением 1,6 МПа. При нормальной работе пробки в автоматическом режиме, режимы подачи аргона согласуются с выбранным режимом нагрева (ступенью мощности) работы АКП, состоянием шлака и периодом обработки:

– расход аргона по периодам обработки стали на АКП может изменяться в зависимости от состояния продувочного узла;

– если во время нагрева наблюдается повышенный шум от электродов при неустойчивом горении дуг и значительных бросках напряжения, снижают расход аргона или переходят на более низкую ступень напряжения до наведения необходимого уровня шлака.

– визуальный контроль продувки проводят каждые 5 – 10 минут, особенно при работе на высоких ступенях нагрева, оголение зеркала металла должно составлять не более 0,5 м в диаметре.

Нагрев металла начинается с более низких ступеней мощности и переходит к более высоким ступеням после образования достаточно жидкоподвижного шлака. 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.

										Лист
										19
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР					

Для марок стали с массовой долей углерода в готовом металле более 0,12 % используют углеродсодержащие материалы (фракции до 5 мм), присаживаемые на поверхность шлака равномерно по всему зеркалу шлака порциями от 10 до 50 кг в зависимости от заданной массовой доли углерода в выплавляемой марке стали. Для раскисления шлака сталей с содержанием углерода в готовом металле менее 0,12 % используют гранулированный или дробленый алюминий, алюминий содержащий концентрат, либо алюмо-шлаковые брикеты.

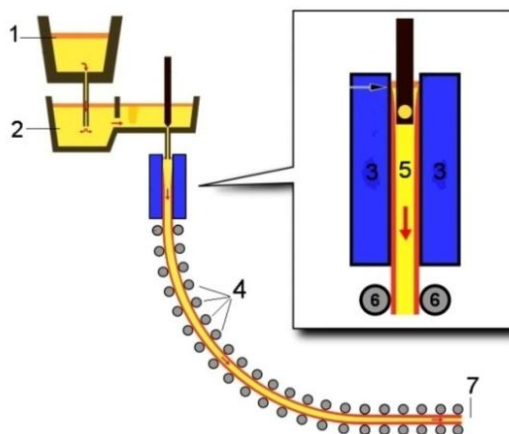


Рисунок 1.2 – Схема непрерывной разливки стали

Перед окончанием обработки плавки на АКП на МНЛЗ выполняют 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 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 стального 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.

Разливку стали начинают по команде мастера или старшего разливщика, для чего открывают шиберный затвор и приступают к заполнению металлом

1.4 Выбор оборудования для выплавки

Схема производства стали 10ХСНД в ЭСПЦ №2: производство полупродукта в основной ДСП-120, доводка стали до нужного химического состава и ее рафинирование на агрегате ковш-печь, разливка на одноручьевой слябовой машине непрерывного литья заготовки (см. рисунок 1.1).

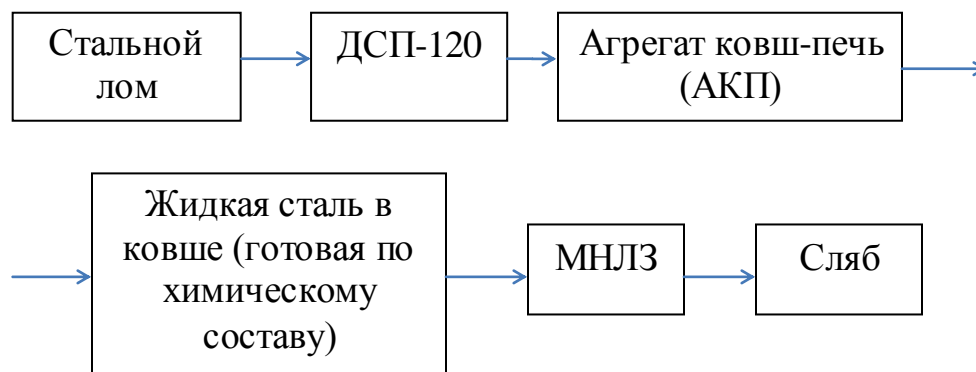


Рисунок 1.1 – Технологическая схема

Таблица 1.7 – Общие характеристики агрегата: дуговая электросталеплавильная печь (ДСП-120)

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

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

22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР

Лист

23

Таблица 1.8 – Основные технические данные существующей МНЛЗ

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

В сталеплавильном цехе имеется отделение непрерывной разливки стали со слябовой машиной непрерывного литья заготовок фирмы «STB».

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

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

1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки

В завалку одной плавки допускается использовать ограниченное количество следующих видов металлошихты:

- части и элементы боеприпасов, при наличии талона взрывобезопасности;
- пресс-пакеты и пресс-таблетки в сумме не более 10 тонн;
- габаритный мелкий скрап однородной фракции менее 100 мм, в виде орешка (после магнитной сепарации) не более 10 тонн. Остальное количество (для выполнения плана по расходу скрапа), догружать скрапом более крупных фракций (габаритных размеров);

- промасленные троса заваливать бадьей только на холодную подину ДСП.

										Лист
										24
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР					

Общая масса металлошихты должна составлять 130 – 140 тонн (без учёта остатка жидкого металла в печи от предыдущей плавки, который должен составлять 45 – 50 тонн). Вес заваленной металлошихты определять по показаниям системы взвешивания ДСП, которые отображаются на рабочей станции сталевара в графе "загружено скрапа". В случае некорректной работы системы взвешивания ДСП допускается, ориентируясь по результатам выпуска предыдущей плавки загружать менее 130 тонн или более 140 тонн металлошихты по показаниям системы взвешивания ДСП, при условии обеспечения веса жидкого металла в ковше после выпуска 115 – 120 тонн и остатка жидкого металла в ДСП 45 – 50 тонн. В случае отказа или полного выхода из строя системы взвешивания ДСП, завалку лома производить, ориентируясь по времени загрузки из расчёта, что за 40 – 45 минут в ДСП через конвейер заваливается 130 – 140 тонн лома при нормальной плотности укладки на конвейер.

Снижение уровня болота менее 45 тонн допускается:

- перед заправкой ДСП
- при выпуске "насухо".

С целью создания благоприятных условий для протекания реакций дефосфорации стали в первый период начала завалки в печь подается углеродосодержащий материал (УМВК) фракции 10 – 50 мм порциями со скоростью отдачи от 25 до 55 кг/мин. массой до 1000 кг. и известь порциями со скоростью 300 кг/мин до общей завалки металлошихты 65 тонн, общий расход извести в этот период должен составлять 3,0 – 4,0 тонн. С последующего периода завалки начиная с 85 до 160 тонн производится вдувание углеродосодержащего материала (УСМ) фракции 0 – 3 мм через 3 инжектирующих устройства со скоростью отдачи материала 15 – 25 кг/мин, с расходом до 2500 кг. Известь продолжает отдавать порциями со скоростью 100 – 200 кг/мин, обеспечивая общий расход от 5,5 до 7,5 тонн, который может корректироваться на основании результатов анализа металла и шлаков ДСП. Основность шлака должна быть на уровне 1,8 – 2,0.

К моменту полного расплавления отбирается проба металла, при этом температура металла должна быть в пределах 1540 – 1560°C. В случае получения неудовлетворительного химического состава стали по содержанию фосфора, в печь дополнительно присаживается до 500 кг известняка и 1000 – 1500 кг извести.

В случае неудовлетворительной работы углеродных инжекторов увеличить расход кускового углеродосодержащего материала (УМВК) не менее 1200 кг.

1.6 Контроль качества продукции

Контроль химического состава и температуры металла в ДСП.

Отбор проб металла производят пробоотборниками марок SAE 1200/900, SAE 1200/900 P6 или ПМ-39, ПН-10-900. Замер температуры металла выполняют разовыми термопарами 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. Промежуточный контроль температуры металла рекомендуется проводить через

										Лист
										25
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР

2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

2.1 Расчет технологических параметров выплавки

Энергоемкость оборудования.

Диаметр электрода:

$$d_{\text{э}} = \sqrt{\frac{4 \cdot I^2}{\pi \cdot i}} \quad (40)$$

где $d_{\text{э}}$ – диаметр электрода, мм;

I – максимальный ток, А;

i – допустимая плотность тока, А/см².

Для современных графитированных электродов $i = 30 - 35$ А/см².

Принимаю $I = 30$ кА

$$d_{\text{э}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 30^2}{3,14 \cdot 30}} = 0,6 \text{ м}$$

Выбираю стандартный электрод $d_{\text{э}} = 610$ мм.

Диаметра распада электрода выбирается с учетом необходимости быть достаточным для размещения электрододержателей без замыкания при перемещении электродов и при условии необходимой прочности центральной части свода. Он равен:

$$d_{\text{р}} = (2,5 - 3,5)$$

$$d_{\text{р}} = 3 \cdot 610 = 1830 \text{ мм}$$

2.2 Материальный баланс плавки

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

Химический состав стали марки 10ХСНД представлен в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Химический состав стали марки 10ХСНД по ГОСТ 19281-2014, %

C	Si	Mn	Cr	S	P	Ni	Cu	V
0,12	0,40	0,40	0,60	не более	не более	0,30	0,20	не более
0,18	0,70	0,70	0,90	0,035	0,030	0,60	0,40	0,12

Конструкционная низкоуглеродистая легированная сталь, предназначенная для изготовления элементов сварных металлоконструкций и различных деталей,

					22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР				Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					27

к которым предъявляются требования повышенной прочности и коррозионной стойкости с ограничением массы и работающих при температуре от – 70 до 450°С.

Примерный химический состав полупродукта представлен в таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Примерный химический состав полупродукта в ковше, %

C	Si	Mn	Cr	S	P	Ni	Cu
0,10	0,01	0,20	0,05	0,070	0,005	0,45	0,35

Химический состав шихтовых материалов представлен в таблице 2.3.

Таблица 2.3 – Химический состав шихтовых материалов, %

Материал	Содержание элементов в шихте								
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Fe
А4	0,20	0,30	0,45	0,020	0,030	0,10	0,15	0,15	98,6
Чугун	4,10	0,75	0,35	0,060	0,020	–	–	0,10	94,62

Расчет производим на 150 000 кг шихты. Содержание компонентов в шихте (шихтовка плавки) представлено в таблице 2.4. Химический состав шлакообразующих материалов, используемых в процессе выплавки представлен в таблице 2.3.

Таблица 2.4 – Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов				
		C	Si	Mn	P	S
А4	100 000	200,000	300,000	450,000	20,000	30,000
Чугун	20 000	820,000	150,000	70,000	12,000	4,000
Металл от предыдущей плавки	30 000	15,000	3,000	15,000	1,500	15,000
Итого	150 000	1 035,000	453,000	535,000	33,500	49,000
Итого, %	100	0,690	0,302	0,357	0,022	0,033

продолжение таблицы 2.4

Материал	Масса	Содержание элементов			
		Cr	Ni	Cu	Fe
А4	100 000	100,000	150,000	150,000	98 600,000
Чугун	20 000	–	–	20,000	18 924,000

окончание таблицы 2.4

Металл от предыдущей плавки	30 000	30,000	45,000	45,000	29 830,500
Итого	150 000	130,000	195,000	215,000	147 354,500
Итого, %	100	0,087	0,130	0,143	98,236

Таблица 2.5 – Химический состав шлакообразующих материалов, %

Материал	Содержание компонентов							
	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	S	CO ₂
Известь	86,00	4,60	6,00	2,30	0,70	0,10	0,10	0,20
Магнезиальный материал	5,00	85,00	6,00	3,00	1,00	–	–	–

Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов (таблица 2.6), входящих в таблицу 2.4. Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 2.7.

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

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

Таблица 2.7 – Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	C	Si	Mn	P	S
Исходное содержание	1035,000	453,000	535,000	33,500	49,000
Угар элемента	207,000	203,850	107,000	16,750	–
Масса элемента в расплаве	828,000	249,150	428,000	16,750	49,000
Содержание элемента в расплаве, %	0,594	0,179	0,307	0,012	0,035

продолжение таблицы 2.7

Элемент	Cr	Ni	Cu	Fe	Итого
Исходное содержание	130,000	195,000	215,000	147 354,500	150 000,000
Угар элемента	26,000	2,925	–	10 020,106	10 583,631
Масса элемента в расплаве	104,000	192,075	215,000	137 334,394	139 416,369
Содержание элемента в расплаве, %	0,075	0,138	0,154	98,507	100,000

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



Расчет количества кислорода необходимого для окисления элементов определяем по формуле:

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

где m_i – масса окисляющегося элемента i , кг;

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

μ_i – молекулярная масса элемента i ;

μ_{O_2} – молекулярная масса кислорода.

Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле:

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

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

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

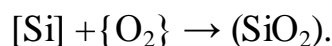
Потребуется кислорода на окисление углерода:

$$m_{O_2}(C) = \frac{m_C}{\mu_C} \cdot \frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2} = \frac{207}{1 \cdot 12} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 276,000 \text{ кг};$$

образуется {CO}

$$m_{\{CO\}} = \frac{m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{207}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 483,000 \text{ кг.}$$

Окисление кремния происходит по реакции:



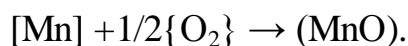
Потребуется кислорода на окисление кремния:

$$m_{O_2}(Si) = \frac{203,85}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 32 = 232,971 \text{ кг;}$$

образуется (SiO₂)

$$m_{(SiO_2)} = \frac{203,85}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 436,821 \text{ кг.}$$

Окисление марганца происходит по реакции:



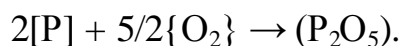
Потребуется кислорода на окисление марганца:

$$m_{O_2}(Mn) = \frac{107}{1 \cdot 55} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 31,127 \text{ кг;}$$

образуется (MnO)

$$m_{(MnO)} = \frac{107}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 138,127 \text{ кг.}$$

Окисление фосфора происходит по реакции



Потребуется кислорода на окисление фосфора

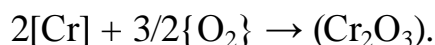
$$m_{O_2}(P_2) = \frac{16,75}{2 \cdot 31} \cdot \frac{5}{2} \cdot 32 = 21,613 \text{ кг;}$$

					22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		31

образуется (P_2O_5)

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{16,75}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 38,363 \text{ кг.}$$

Окисление хрома происходит по реакции:



Потребуется кислорода на окисление хрома:

$$m_{O_2}(Cr) = \frac{26}{2 \cdot 52} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 12,000 \text{ кг;}$$

образуется (Cr_2O_3)

$$m_{(Cr_2O_3)} = \frac{26}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 38,000 \text{ кг.}$$

При этом переходит в шлак:

$$38,000 \cdot 0,8 = 30,400 \text{ кг,}$$

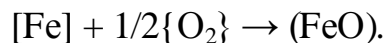
С газами теряется:

$$38,000 \cdot 0,2 = 7,600 \text{ кг.}$$

Считаем, что во время плавления в зоне электрических дуг испаряется 1,5 % никеля, имевшегося в шихте. Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 2,925 кг.

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

Окисление железа происходит по реакции:



Масса железа окислившегося до (FeO):

$$m_{[Fe]} = \frac{10020,106 \cdot 12}{100} = 1202,413 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		32

Потребуется кислорода на окисление железа до (FeO):

$$m_{O_2}(Fe_1) = \frac{1202,413}{2 \cdot 56} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 171,773 \text{ кг};$$

образуется (FeO)

$$m_{(FeO)} = \frac{1202,413}{1 \cdot 56} \cdot 1 \cdot 72 = 1545,980 \text{ кг.}$$

Масса железа окислившегося до (Fe₂O₃):

$$m_{[Fe]} = 10020,106 - 1202,413 = 8817,693 \text{ кг.}$$

Окисление железа происходит по следующей реакции:



Потребуется кислорода на окисление железа до (Fe₂O₃):

$$m_{O_2}(Fe_2) = \frac{8817,693}{2 \cdot 56} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 3779,011 \text{ кг};$$

образуется (Fe₂O₃)

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{8817,693}{2 \cdot 56} \cdot 1 \cdot 160 = 12596,705 \text{ кг}$$

Из них в шлак переходит:

$$12596,705 \cdot 0,03 = 377,901 \text{ кг,}$$

С газами теряется:

$$12596,705 - 377,901 = 12218,804 \text{ кг.}$$

Суммарный расход кислорода на окисление элементов составит:

$$M_{O_2} = \sum_{i=0}^n m_{O_2}(i) = 4524,496 \text{ кг.}$$

										Лист
										33
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР					

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

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

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

Тогда

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,594}{0,594} = 0,012 \%$$

Содержание кислорода в металле составит:

$$m_{[O]} = \frac{[O]}{100} \cdot m_{Me} = \frac{0,012}{100} \cdot 139416,369 = 16,730 \text{ кг.}$$

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

Таблица 2.8 – Состав металла по расплавлению шихты

Элемент	C	Si	Mn	P	S
Содержание, кг	828,000	249,150	428,000	16,750	49,000
Содержание, %	0,594	0,179	0,307	0,012	0,035

продолжение таблицы 2.8

Элемент	O	Cr	Ni	Cu	Fe	Итого
Содержание, кг	16,730	104,000	192,075	215,000	137 334,394	139433,099
Содержание, %	0,012	0,075	0,138	0,154	98,495	100,000

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

Таблица 2.9 – Шлак предыдущей плавки, кг

CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MnO	S	Итого
1594,5	135,1	872,3	62,5	216,7	78,3	52,8	145,1	11,8	3169,1

Таблица 2.10 – Поступившие оксиды в шлак из металла, кг

SiO ₂	MnO	P ₂ O ₅	Cr ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	Итого
436,821	138,127	38,363	38,000	1545,960	377,901	2575,172

									Лист
									34
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР				

Поступление в шлак с известью 3000 кг:

$$m_{(CaO)} = \frac{m_{ИЗВ}}{100} \cdot (CaO) = \frac{3000}{100} \cdot 86 = 2580 \text{ кг,}$$

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

$$m_{(SiO_2)} = \frac{3000}{100} \cdot 6 = 180 \text{ кг,}$$

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

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

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

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

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

Поступит в шлак с магнезиальным материалом 1000 кг:

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

$$m_{(MgO)} = \frac{1000}{100} \cdot 85 = 850 \text{ кг,}$$

$$m_{(SiO_2)} = \frac{1000}{100} \cdot 6 = 60 \text{ кг,}$$

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

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

Количество и состав шлака периода плавления представлены в таблице 2.11.

										Лист
										35
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР					

Таблица 2.11 – Количество и состав шлака периода плавления, кг

Компонент	Шлак. предыд. плавки	Поступило из металла	Известь	Магнез. материал	Итого, кг	Итого, %
CaO	1594,5	–	2580	50	4224,500	43,380
MgO	135,1	–	138	850	1123,100	11,533
SiO ₂	872,3	436,821	180	60	1549,121	15,908
Al ₂ O ₃	62,5	–	69	30	161,500	1,658
FeO	216,7	1545,959	–	–	1762,659	18,100
Fe ₂ O ₃	78,3	377,901	21	10	487,201	5,003
P ₂ O ₅	52,8	38,363	3	–	94,163	0,967
MnO	145,1	138,127	–	–	283,227	2,908
Cr ₂ O ₃	–	38,000	–	–	38,000	0,390
S	11,8	–	3	–	14,800	0,152
Итого	3169,1	3575,172	2994	1000	9738,272	100

Основность шлака по окончании периода плавления:

$$B = \frac{m_{CaO}}{m_{SiO_2}} = \frac{4224,500}{1549,121} = 2,73.$$

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

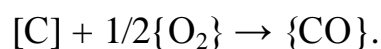
К концу окислительного периода в металле должно остаться углерода 0,10 %. Тогда останется в металле углерода:

$$m_C = \frac{0,10}{100} \cdot 139433,099 = 139,433 \text{ кг.}$$

За окислительный период должно окислиться:

$$828,000 - 139,433 = 688,567 \text{ кг.}$$

Окисление газообразным кислородом происходит по реакции:



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

									Лист
									36
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					

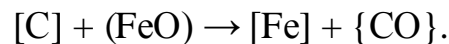
22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР

$$m_{O_2}(C) = \frac{0,7 \cdot 688,567}{1 \cdot 12} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 642,662 \text{ кг};$$

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

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot 688,567}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 1124,659 \text{ кг}.$$

Окисление углерода оксидом железа (FeO) происходит по реакции:



Тогда количество оксида необходимого для окисления элемента составит:

$$m_{(FeO)}(i) = \frac{0,3 \cdot m_i}{v_i \cdot \mu_i} \cdot v_{FeO} \cdot \mu_{i_x j_y}, \text{ кг} \quad (5)$$

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

m_i, μ_i – масса и молекулярная масса элемента;

μ_{FeO} – молекулярная масса (FeO).

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

$$m_{i_x j_y} = \frac{0,3 \cdot m_i}{v_i \cdot \mu_i} \cdot v_{i_x j_y} \cdot \mu_{i_x j_y}, \text{ кг} \quad (6)$$

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

Тогда количество (FeO), необходимого для окисления углерода,

$$m_{FeO}(C) = \frac{0,3 \cdot 688,567}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 72 = 1239,420 \text{ кг};$$

образуется {CO}

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,3 \cdot 688,567}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 481,997 \text{ кг}.$$

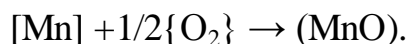
К концу периода должно остаться марганца 0,20 % или 278,866 кг.

Тогда окисляется марганца за период:

$$428,000 - 278,866 = 149,134 \text{ кг}.$$

					22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		37

Окисление марганца происходит по реакции:



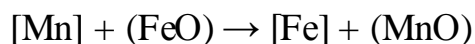
Потребуется кислорода на окисление марганца:

$$m_{\text{O}_2}(\text{Mn}) = \frac{0,7 \cdot 149,134}{1 \cdot 55} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 30,369 \text{ кг};$$

образуется (MnO)

$$m_{(\text{MnO})} = \frac{0,7 \cdot 149,134}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 134,763 \text{ кг}.$$

Окисление марганца оксидом железа (FeO) происходит по реакции:



Количество (FeO), необходимое для окисления марганца:

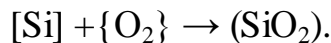
$$m_{\text{FeO}}(\text{Mn}) = \frac{0,3 \cdot 149,134}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 72 = 58,569 \text{ кг};$$

образуется (MnO)

$$m_{(\text{MnO})} = \frac{0,3 \cdot 149,134}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 57,755 \text{ кг}.$$

К концу периода должно остаться кремния 0,01 % или 13,943 кг. Тогда окислится кремния за период $249,150 - 13,943 = 235,207$ кг.

Окисление кремния происходит по реакции:



Потребуется кислорода на окисление кремния:

$$m_{\text{O}_2}(\text{Si}) = \frac{0,7 \cdot 235,207}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 32 = 188,165 \text{ кг};$$

образуется (SiO₂)

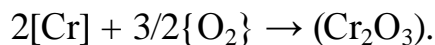
$$m_{(\text{SiO}_2)} = \frac{0,7 \cdot 235,207}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 352,810 \text{ кг}.$$

										Лист
										38
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР					

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{0,3 \cdot 9,778}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 6,719 \text{ кг.}$$

К концу периода останется хрома 0,05 % или 69,717 кг. Тогда окислится хрома за период $104,000 - 69,717 = 34,283$ кг.

Окисление хрома происходит по реакции:



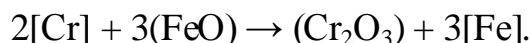
Потребуется кислорода на окисление хрома:

$$m_{O_2}(Cr) = \frac{0,7 \cdot 34,283}{2 \cdot 52} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 11,076 \text{ кг;}$$

образуется (Cr_2O_3)

$$m_{(Cr_2O_3)} = \frac{0,7 \cdot 34,283}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 35,075 \text{ кг.}$$

Окисление хрома оксидом железа (FeO) происходит по реакции:



Количество (FeO), необходимого для окисления фосфора:

$$m_{FeO}(Cr) = \frac{0,3 \cdot 34,283}{2 \cdot 52} \cdot 3 \cdot 72 = 21,361 \text{ кг;}$$

образуется (Cr_2O_3)

$$m_{(Cr_2O_3)} = \frac{0,3 \cdot 34,283}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 15,032 \text{ кг.}$$

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

Тогда суммарное количество кислорода, необходимого для окисления элементов:

$$M_{O_2} = \sum_{i=1}^n m_{O_2}(i) = 881,105 \text{ кг.}$$

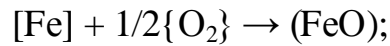
Общее количество закиси железа для окисления элементов

										Лист
										40
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР

$$M_{(FeO)} = \sum_{i=1}^n m_{(FeO)}(i) = 1699,274 \text{ кг.}$$

Для получения такого количества (FeO) потребуется кислорода



$$m_{O_2} = \frac{M_{(FeO)}}{\mu_{FeO}} \cdot \frac{1}{2} \mu_{O_2} = \frac{1699,274}{72} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 377,616 \text{ кг.}$$

При этом потребуется железа

$$m_{[Fe]} = \frac{M_{(FeO)}}{\mu_{FeO}} \cdot \mu_{Fe} = \frac{1699,274}{72} \cdot 56 = 1321,658 \text{ кг.}$$

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

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,10}{0,10} = 0,041 \text{ \%}.$$

В конце периода плавления содержание кислорода в металле было 0,012 %. Следовательно, необходимо повысить его содержание на 0,029 % или

$$m_{[O]} = \frac{0,029}{100} \cdot 139433,099 = 40,436 \text{ кг.}$$

Количество кислорода, необходимого в окислительный период,

$$m_{O_2} = 881,105 + 377,616 + 40,436 = 1299,157 \text{ кг.}$$

Принимаем окисленность шлака периода окисления в 10 %. Величина отношения количества железа, содержащегося в компонентах шлака (FeO) и (Fe₂O₃), равна 2.

Тогда процентное содержание железа в шлаке от (FeO):

$$FeO_{(FeO)} = \frac{\mu_{Fe}}{\mu_{FeO}} \cdot 10\% = \frac{56}{72} \cdot 10\% = 7,778 \text{ \%},$$

а процентное содержание железа в шлаке от (Fe₂O₃):

										Лист
										41
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР

$$Fe_{(Fe_2O_3)} = \frac{Fe_{(FeO)}}{2} = \frac{7,778}{2} = 3,889 \%$$

Следовательно, в шлаке окислительного периода содержится:

$$(Fe_2O_3) = \frac{\mu_{Fe_2O_3}}{2 \cdot \mu_{Fe}} \cdot Fe_{(Fe_2O_3)}, \quad (7)$$

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

Тогда по формуле (7) содержание (Fe_2O_3) в шлаке:

$$(Fe_2O_3) = \frac{160}{2 \cdot 56} \cdot 3,889 = 5,556 \%$$

Массу оксидов железа в шлаке окислительного периода найдем по формулам:

$$m_{(FeO)} = \frac{(FeO)}{100} \cdot m_{шл}, \quad (8)$$

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{(Fe_2O_3)}{100} \cdot m_{шл}, \quad (9)$$

где (FeO), (Fe_2O_3) – содержание оксидов в шлаке, %.

После скачивания шлака периода плавления в ванне его осталось 20 % или 1947,654 кг. Тогда шлак периода плавления внесет (таблица 11):

$$CaO - \frac{43,380}{100} \cdot 1947,654 = 844,900 \text{ кг,}$$

$$MgO - \frac{11,533}{100} \cdot 1947,654 = 224,620 \text{ кг,}$$

$$SiO_2 - \frac{15,908}{100} \cdot 1947,654 = 309,824 \text{ кг,}$$

$$Al_2O_3 - \frac{1,658}{100} \cdot 1947,654 = 32,300 \text{ кг,}$$

$$FeO - \frac{18,100}{100} \cdot 1947,654 = 352,532 \text{ кг,}$$

$$Fe_2O_3 - \frac{5,003}{100} \cdot 1947,654 = 97,440 \text{ кг,}$$

					22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		42

$$P_2O_5 - \frac{0,967}{100} \cdot 1947,654 = 18,833 \text{ кг,}$$

$$MnO - \frac{2,908}{100} \cdot 1947,654 = 56,645 \text{ кг,}$$

$$Cr_2O_3 - \frac{0,390}{100} \cdot 1947,654 = 7,600 \text{ кг,}$$

$$S - \frac{0,152}{100} \cdot 1947,654 = 2,960 \text{ кг.}$$

Итого: 1947,654 кг.

Количество оксидов поступивших в шлак из металла за период окисления указано в таблице 2.12.

Таблица 2.12 – Оксиды поступившие в шлак из металла, кг

MnO	SiO ₂	P ₂ O ₅	Cr ₂ O ₃	Итого
192,519	504,016	22,396	50,107	769,825

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

$$B = \frac{m_{(CaO),п.шл} + m_{(CaO),изв}}{m_{(SiO_2),п.шл} + m_{(SiO_2),изв}} = 2,$$

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

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

Отсюда следует, что масса извести:

$$m_{изв} = \frac{2 \cdot m_{(SiO_2),п.шл} - m_{(CaO),п.шл}}{\frac{CaO_{изв}}{100} - 2 \cdot \frac{SiO_2_{изв}}{100}}, \text{ кг} \quad (10)$$

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

Тогда масса извести по формуле (10):

										Лист
										43
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР					

$$m_{\text{изв}} = \frac{2 \cdot 813,839 - 844,900}{\frac{86}{100} - 2 \cdot \frac{6}{100}} = 1057,807 \text{ кг.}$$

Принимаем количество извести 1060 кг.

Известь внесет в шлак:

$$CaO - \frac{86,0}{100} \cdot 1060 = 911,600 \text{ кг,}$$

$$MgO - \frac{4,6}{100} \cdot 1060 = 48,760 \text{ кг,}$$

$$SiO_2 - \frac{6,0}{100} \cdot 1060 = 63,600 \text{ кг,}$$

$$Al_2O_3 - \frac{2,3}{100} \cdot 1060 = 24,380 \text{ кг,}$$

$$Fe_2O_3 - \frac{0,7}{100} \cdot 1060 = 7,420 \text{ кг,}$$

$$P_2O_5 - \frac{0,1}{100} \cdot 1060 = 1,060 \text{ кг,}$$

$$S - \frac{0,1}{100} \cdot 1060 = 1,060 \text{ кг.}$$

Итого: 1057,880 кг.

при этом образуется:

$$CO_2 - \frac{0,2}{100} \cdot 1060 = 2,120 \text{ кг.}$$

Общая масса шлака без оксидов железа:

$$1497,682 + 769,825 + 1050,460 = 3317,967 \text{ кг.}$$

Суммарное количество шлака найдем по формуле:

$$m_{\text{шл}} = \frac{m'_{\text{шл}}}{1 - \frac{(Fe_2O_3) + (FeO)}{100}} \quad (11)$$

									Лист
									44
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР				

Количество и состав шлака окислительного периода представлен в таблице 2.13.

Таблица 2.13 – Количество и состав шлака окислительного периода, кг

Компонент	Шлак периода плавления	Поступит из металла	Поступит из извести	Итого	Итого, %
CaO	844,900	–	911,600	1756,500	44,713
MgO	224,620	–	48,760	273,380	6,959
SiO ₂	309,824	504,014	63,600	877,439	22,336
Al ₂ O ₃	32,300	–	24,380	56,680	1,443
FeO	352,532	40,385	–	392,917	10,002
Fe ₂ O ₃	97,440	113,427	7,420	218,287	5,557
P ₂ O ₅	18,833	22,396	1,060	42,288	1,076
MnO	56,645	192,518	–	249,164	6,343
Cr ₂ O ₃	7,600	50,107	–	57,707	1,469
S	2,960	–	1,060	4,020	0,102
Итого	1947,654	922,847	1057,880	3928,381	100,000

Определение состава металла окислительного периода.

Содержание кислорода, растворенного в металле в конце окислительного периода:

$$m_{[O]} = \frac{0,041}{100} \cdot 139433,099 = 57,168 \text{ кг.}$$

Количество и состав металла в конце окислительного периода представлен в таблице 2.14.

Таблица 2.14 – Количество и состав металла в конце окислительного периода

Содержание в металле	Элементы					
	C	Si	Mn	P	S	O
кг	139,433	13,943	278,866	6,972	49,000	57,168
%	0,101	0,010	0,202	0,005	0,035	0,041

продолжение таблицы 2.14

Содержание в металле	Элементы				Итого
	Cr	Ni	Cu	Fe	
кг	69,717	192,075	215,000	137223,584	138245,758
%	0,050	0,139	0,156	99,261	100,000

Определение количества и состава газов в периоды плавления и окисления.

Общее количество {CO} составляет 2089,656 кг.

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР					46

$$V_B = V_{O_2} + V_N = 87,030 + 327,400 = 414,430 \text{ м}^3;$$

$$m_B = m_{O_2} + m_N = 124,329 + 416,232 = 540,561 \text{ кг.}$$

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

$$m_{O_2} = \frac{100 - 2}{100} \cdot \frac{6211,177}{k_{исп}} = 7167,176 \text{ кг.}$$

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

$$m_{O_{2,тех}} = \frac{7167,176}{99,9} \cdot 100 = 7174,350 \text{ кг;}$$

$$V_{O_{2,тех}} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_{2,тех}} = 5022,045 \text{ м}^3.$$

С кислородом вносится азота $7168,290 - 7161,122 = 7,168 \text{ кг.}$

При нагреве извести выделяется $\{CO_2\}$ 7,900 кг.

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

Влажность атмосферного воздуха:

$$V_{\text{влаж.в}} = V_B \cdot \frac{273 + t_B}{273} \cdot \frac{p_B}{p_B - E \cdot f} = 414,430 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{760}{760 - 0,7 \cdot 17,5} = 452,078 \text{ м}^3.$$

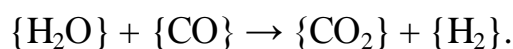
Количество водяного пара в 1 м^3 атмосферного воздуха:

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

Масса влаги

$$m_{\text{вл}} = V_{\text{влаж.в}} \cdot p_{\text{в.пара}} = 452,078 \cdot 0,013 = 5,877 \text{ кг.}$$

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

										Лист
										48
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР					

$$m_{\{H_2\}} = \frac{m_{\text{в.л.}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{H_2} = \frac{5,877}{18} \cdot 2 = 0,653 \text{ кг,}$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{m_{\text{в.л.}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{5,877}{18} \cdot 44 = 14,366 \text{ кг.}$$

Для этого необходима окись углерода в количестве:

$$m_{\{CO\}} = \frac{m_{\text{в.л.}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{CO} = \frac{5,877}{18} \cdot 28 = 9,142 \text{ кг.}$$

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

$$m_{O_2} = \frac{15}{100} \cdot 7167,176 = 1075,076 \text{ кг.}$$

Этот кислород вступит в реакцию с CO, в результате образуется углекислый газ:

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{1075,076}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 2956,460 \text{ кг.}$$

Массовый и процентный состав газов за два периода представлен в таблице 2.15.

Таблица 2.15 – Состав газов за два периода

Содержание газов	CO	CO ₂	H ₂	N ₂	Итого
кг	514,445	3191,301	0,653	423,406	4129,806
м ³	411,556	1624,662	7,314	338,725	2382,257
%	12,457	77,275	0,016	10,252	100,000

Таким образом, приходные и расходные статьи материального баланса имеют вид указанный в таблице 2.16.

Таблица 2.16 – Материальный баланс

Израсходовано, кг		Получено, кг	
А4	100 000	Металл	138 245,758
Чугун	20 000	Шлак	11 718,999
Металл предыдущей плавки	30 000	Газы	4 129,806
Известь	4060	Пыли	12 229,329

Лист

22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР

49

Продолжение таблицы 2.16

Магнезиальный материал	1000	в том числе: Fe ₂ O ₃ Ni Cr ₂ O ₃	12 218,804 2,925 7,600
Электроды	195		
Воздух	546,438		
Кислород	7 167,176		
Шлак предыдущей плавки	3 169,100		
Итого	166 137,713	Итого	166 323,891

Невязка:

$$\frac{166323,891 - 166137,713}{166323,891} \cdot 100 \% = 0,11 \%$$

Выход жидкой стали:

$$y = \frac{138245,758}{150000} = 0,92.$$

Составим баланс обработки в печи-ковше стали марки 10ХСНД. Дополнительное техническое условие: для гарантии выполнения требования заказчика по технологической пластичности и механическим свойствам (повышенное относительное сужение и ударная вязкость) необходимо иметь в стали не более 0,015 % серы.

Пользуясь справочными данными, находим химический состав стали 10ХСНД и делаем поправку на допустимое содержание серы (таблица 2.17).

Таблица 2.17 – Химический состав готовой стали, масс. %

Химический элемент	C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Cu
Содержание	0,12	0,8 – 1,1	0,5 – 0,8	0,5 – 0,8	≤ 0,04	≤ 0,035	0,6 – 0,9	0,4 – 0,6

* С учетом требований заказчика

Состав жидкого полупродукта, полученного в ДСП, приведен в таблице 2.18.

Таблица 2.18 – Состав жидкой стали полупродукта, масс. %

C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
0,101	0,010	0,202	0,035	0,005	0,050	0,139	0,156

Состав используемых ферросплавов и раскислителей приведен в таблице 2.19.

					22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР			Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				50

Таблица 2.19 – Химический состав используемых материалов, масс. %

Материал	C	Mn	Si	Cr	S	P	Fe	Al
Ферросиликомарганец МнС17	1,56	67,1	17,5	–	0,02	0,02	13,8	–
Ферросилиций ФС65	0,07	0,2	66,7	–	0,007	0,023	33	–
Алюминий катанка	–	–	–	–	–	–	–	100
Феррохром ФХ100А	0,01	–	0,8	68	0,02	0,01	30,45	0,7

Величину присадок определим по формуле:

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

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

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

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

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

Тогда количество присаживаемого ферросиликомарганца:

$$M_{\text{МнС17}} = \frac{118000 \cdot (0,53 - 0,202) \cdot 100}{67,1 \cdot (100 - 0)} = 577 \text{ кг.}$$

Он дополнительно внесет в расплав, с учетом угара:

$$\text{Mn: } 577 \cdot 0,671 = 387,167 \text{ кг;}$$

$$\text{Si: } 577 \cdot 0,175 \cdot 0,85 = 85,829 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe: } 577 \cdot 0,138 = 79,626;$$

$$\text{C: } 577 \cdot 0,0156 \cdot 0,7 = 6,301 \text{ кг;}$$

$$\text{P: } 577 \cdot 0,0002 = 0,115 \text{ кг;}$$

$$\text{S: } 577 \cdot 0,0002 = 0,115.$$

$$M_{\text{ФХ100А}} = \frac{100 \cdot (0,75 - 0,05) \cdot 100}{68 \cdot (100 - 0)} = 1215 \text{ кг}$$

Он дополнительно внесет в расплав, с учетом угара:

$$\text{Cr: } 1215 \cdot 0,68 = 826,200 \text{ кг;}$$

$$\text{Si: } 1215 \cdot 0,008 \cdot 0,85 = 8,262 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe: } 1215 \cdot 0,3045 = 369,986 \text{ кг;}$$

$$\text{C: } 1215 \cdot 0,0001 \cdot 0,7 = 0,085 \text{ кг;}$$

$$\text{P: } 1215 \cdot 0,0001 = 0,122 \text{ кг.}$$

$$\text{S: } 1215 \cdot 0,0002 = 0,243.$$

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

Расход ферросилиция при усвоении кремния 85 % составит:

$$M_{\text{ФС65}} = \frac{100 \cdot (0,45 - 0,01) \cdot 100}{66,7 \cdot (100 - 15)} = 916 \text{ кг.}$$

$$\text{Si: } 916 \cdot 0,667 \cdot 0,85 = 519,326 \text{ кг;}$$

$$\text{Mn: } 916 \cdot 0,002 = 1,832 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe: } 916 \cdot 0,33 = 302,280;$$

$$\text{C: } 916 \cdot 0,0007 \cdot 0,7 = 0,449 \text{ кг;}$$

$$\text{P: } 916 \cdot 0,00023 = 0,211 \text{ кг;}$$

$$\text{S: } 916 \cdot 0,00007 = 0,064.$$

Расход углеродистого порошка с учетом угара:

$$M_{\text{C}} = \frac{118000 \cdot (0,135 - 0,101) \cdot 100}{99,795 \cdot (100 - 30)} = 57 \text{ кг.}$$

Расход никеля:

$$M_{\text{Ni}} = \frac{118000 \cdot (0,43 - 0,139) \cdot 100}{100 \cdot (100 - 0)} = 343 \text{ кг.}$$

										Лист
										52
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР					

Расход меди:

$$M_{\text{Cu}} = \frac{118000 \cdot (0,33 - 0,156) \cdot 100}{100 \cdot (100 - 0)} = 205 \text{ кг.}$$

Состав и количество шлака.

Шлаковая смесь, загружаемая в ковш, состоит из извести и глинозема. Расход смеси составляет 1000 кг на плавку (примерно 900 кг извести и 100 кг глинозема), шлаковая смесь внесет из извести:

$$\text{CaO: } 900 \cdot 0,86 = 774 \text{ кг;}$$

$$\text{MgO: } 900 \cdot 0,046 = 41,4 \text{ кг;}$$

$$\text{SiO}_2: 900 \cdot 0,06 = 54 \text{ кг;}$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3: 900 \cdot 0,023 = 20,7 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3: 900 \cdot 0,007 = 6,3 \text{ кг;}$$

$$\text{P}_2\text{O}_5: 900 \cdot 0,001 = 0,9 \text{ кг.}$$

из глинозема:

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

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

Содержание в глиноземе Fe_2O_3 за малостью пренебрегаем.

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

в результате угара окислится кремния: $916 \cdot 0,667 \cdot 0,15 = 91,646 \text{ кг;}$

из остальных ферросплавов: 16,604 кг.

Всего окислится кремния: $91,646 + 16,604 = 108,250 \text{ кг.}$ При этом образуется $108,250 \cdot 60/28 = 231,964 \text{ кг SiO}_2$. Помимо кремния в шлак перейдет $27 \cdot 102/54 = 51 \text{ кг Al}_2\text{O}_3$ в результате окисления алюминия.

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

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

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

					22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		53

Переходом этих оксидов в шлак с допустимой точностью можно пренебречь.

По результатам проведенных расчетов можно определить количество состав образующего шлака. Результат оформим в таблица 2.20.

Таблица 2.20 – Количество и состав шлака в ковше-печи

Источник поступления	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	MgO	Итого
Известь	774,000	20,700	54,000	6,300	41,400	896,400
Глинозем	–	99,000	1,000	–	–	100,000
Продукты раскисления	–	51,000	231,964	–	–	282,964
Футеровка	–	–	11,328	–	130,272	141,600
Итого, кг	774,000	170,700	298,292	6,300	171,672	1420,964
Итого, %	54,470	12,013	20,992	0,443	12,081	100,000

Рассматривая результаты расчетов, приведенные в таблице 33, следует сделать два замечания:

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

3...4 % от массы металла). Дальнейшее увеличение количества присаживаемой шлаковой смеси нецелесообразно.

2. Полученное расчетом содержание Fe₂O₃ = 0,739 % высоко и может быть лишь в начале процесса. По ходу его развития этот оксид расходуется на окисление раскислителей и вдуваемого углерода. Таким образом, Fe₂O₃ выступает как дополнительный окислитель, дополняя растворенный в стали кислород.

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

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

где а – количество шлака в % от массы металла;

[S]₀ и [S] – содержание серы в стали в исходном (до обработки) и конечном (после обработки) состояниях. Вносимой ферросплавами серой можно пренебречь.

Тогда конечное содержание серы в металле гарантированно не превысит:

$$[S] = 0,022 / (1 + 250 \cdot 5,148 / 100) = 0,0016 \%$$

										Лист
										54
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР					

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

При наведении шлака выделится:
из извести:

$$900 \cdot 0,2 = 180 \text{ кг};$$

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

$$57 \cdot 0,3 \cdot 28/12 = 39,9 \text{ кг};$$

30 % угара углерода, вносимого остальными ферросплавами:

$$6,835 \cdot 0,3 \cdot 28/12 = 4,784 \text{ кг}.$$

Итого образуется газа:

$$180 + 39,9 + 4,784 = 224,684 \text{ кг}.$$

Результаты оформим в виде таблицы 2.21.

Таблица 2.21 – Баланс металла

Элемент	Поступило, кг*	Перешло в шлак, кг	Перешло в газ, кг	Содержится в металле	
				кг	%
C	202,048	–	19,150	182,898	0,151
Si	733,467	108,250	–	625,217	0,516
Mn	627,359	–	–	627,359	0,518
Cr	885,200	–	–	885,200	0,730
S	41,723	32,023	–	9,700	0,008
P	6,348	–	–	6,348	0,005
Al	90,000	27,000	–	63,000	0,052
Ni	507,020	–	–	507,020	0,418
Cu	389,080	–	–	389,080	0,321
Fe	117928,234	–	–	117928,234	97,281
Итого	121410,478	167,273	19,150	121224,055	100,000

*Без учета угара

Невязка:

$$121410,478 - (167,273 + 19,150 + 121224,055) = 0.$$

										Лист
										55
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР					

2.3 Тепловой расчет печи

Расчет проведем на 120 т шихты. Зададимся расходом электрической энергии, равным 480 кВт·ч/т стали, или 56 МВт·ч на 120 т. Тогда с учетом электрического КПД $\eta = 0,9$:

$$Q_1 = 56 \cdot 3,6 \cdot 0,9 = 181,44 \text{ ГДж.}$$

Расчет энтальпии ведется по формуле:

$$\Delta H_k = ((M_{A4} \cdot c_{A4}) + (M_{ч} \cdot c_{ч})) \cdot \Delta t_k, \quad (14)$$

где ΔH_k – изменение энтальпии компонентов;

M_{A4} – масса лома А4;

c_k – теплоемкость лома А4;

$M_{ч}$ – масса чугуна;

$c_{ч}$ – теплоемкость чугуна;

Δt_k – изменение температуры компонента.

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

$$H_{л} = ((100 \cdot 10^3 \cdot 0,460 \cdot 10^{-3}) + (20 \cdot 10^3 \cdot 0,500 \cdot 10^{-3})) \cdot 400 = 22,400 \text{ ГДж.}$$

Итого энтальпия шихты составит: $Q_2 = \Delta H = 22,400 \text{ ГДж.}$

Количество тепла, поступающего с известью:

$$Q_3 = m_{изв} \cdot C_{изв} \cdot t_{изв}, \quad (15)$$

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

$$C_{изв} = 0,887 + 5,734 \cdot 10^{-5} \cdot (273 + t_{изв}) - 1,231 \cdot 10^{-4} \cdot (273 + t_{изв})^{-2} = \\ = 0,887 + 5,734 \cdot 10^{-5} \cdot 293 - 1,231 \cdot 10^{-4} \cdot 293^{-2} = 0,760 \text{ кДж/(кг·К).}$$

тогда:

$$Q_3 = 4060 \cdot 0,760 \cdot 20 = 0,062 \text{ ГДж.}$$

Тепло, вносимое магнизиальным материалом:

$$Q_3 = m_m \cdot C_m \cdot t_m, \quad (16)$$

при $t = 20$ °С теплоемкость магнизиального материала равна 957 Дж/(кг·К).

$$Q_3 = 1000 \cdot 957 \cdot 20 = 0,019 \text{ ГДж.}$$

										Лист
										56
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР

Тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций, определим по формуле:

$$Q_4 = m_{эл} \cdot \Delta H_{эл}, \quad (17)$$

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

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

Исходными данными для расчета теплового эффекта химической реакции могут служить теплоты образования веществ, участвующих в реакции.

Для расчета теплового эффекта реакции при любой температуре T используют следующее выражение:

$$\Delta H_T^0 = \Delta H_{298}^0 + \int_{298}^T \Delta C_p dT, \quad (18)$$

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

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

Если внутри рассматриваемого интервала температур один или несколько участников реакции испытывают фазовые превращения, температурный интервал разбивают на несколько частей:

$$\Delta H_T^0 = \Delta H_{298}^0 + \int_{298}^{T_{превр}} \Delta C_p' dT \pm \nu \cdot \Delta H_{превр} + \int_{T_{превр}}^T \Delta C_p'' dT. \quad (19)$$

В каждую алгебраическую сумму $\Delta C_p'$ и $\Delta C_p''$ входят теплоемкости тех фаз, которые устойчивы в данном интервале температур. Теплота превращения $\Delta H_{превр}$ берется со своим или противоположным знаком в зависимости от принадлежности к продукту реакции или исходному веществу. Также определение теплового эффекта реакции возможно из выражения:

$$\Delta G_T^0 = \Delta H_T^0 - T \cdot \Delta S_T^0. \quad (20)$$

Тепло экзотермических реакций определяем суммированием теплот реакций, идущих с отрицательным эффектом (таблица 2.22).

Таблица 2.22 – Теплота реакций

[Si] + {O ₂ } → (SiO ₂)	368,495 · 29,51 = 10874,287 МДж
[Mn] + 1/2{O ₂ } → (MnO)	211,394 · 7,41 = 1566,428 МДж
2[Fe] + 3/2{O ₂ } → (Fe ₂ O ₃)	8817,693 · 7,29 = 64280,982 МДж
[Fe] + 1/2{O ₂ } → (FeO)	1202,413 · 4,11 = 4941,917 МДж
[C] + 1/2{O ₂ } → {CO}	688,997 · 11,43 = 7875,236 МДж
2[Cr] + 3/2{O ₂ } → (Cr ₂ O ₃)	49,998 · 11,33 = 566,478 МДж

Следовательно, $Q_5 = 90,105$ ГДж.

Вносимое горелками тепло определяется по формуле:

$$Q_{гор} = N_{гор} \cdot \tau \cdot P_{гор} \cdot 3,6, \quad (21)$$

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

τ – время работы горелки, ч;

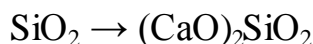
$P_{гор}$ – мощность горелки, кВт;

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

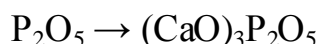
ДСП на «АМЗ» оборудована 4 газокислородными горелками по 3,3 МВт каждая. Продолжительность их работы за плавку 15 минут (0,25 часа):

$$Q_{гор} = 4 \cdot 0,25 \cdot 3,3 \cdot 10^3 \cdot 3,6 = 8,078 \text{ ГДж.}$$

Тепло шлакообразования:



$$439,057 \cdot \frac{60}{28} \cdot 2,32 = 21,827 \cdot 10^8 \text{ Дж;}$$



$$26,528 \cdot \frac{142}{62} \cdot 4,70 = 2,856 \cdot 10^8 \text{ Дж.}$$

Следовательно $Q_7 = (21,827 + 2,856) \cdot 10^8 = 2,468$ ГДж.

Тепло от окисления электродов равно:

$$Q_8 = 0,6 \cdot \Delta m_э \cdot q_c, \quad (22)$$

где $\Delta m_э$ – масса израсходованных электродов, кг;

q_c – тепловой эффект окисления графита, МДж/кг.

тогда:

$$Q_8 = 0,6 \cdot 195 \cdot 33,5 = 2,48 \text{ ГДж.}$$

Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки:

$$Q_9 = Q_m + Q_{шл}, \quad (23)$$

$$Q_m = m_m \cdot C_m \cdot t_m, \quad (24)$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР

Лист

58

$$Q_{\text{шл}} = m_{\text{шл}} \cdot C_{\text{шл}} \cdot t_{\text{шл}}, \quad (25)$$

где $m_{\text{м}}$, $m_{\text{шл}}$ – масса металла и шлака, кг.

тогда:

$$Q_9 = 30000 \cdot 0,838 \cdot 1620 + 3169,1 \cdot 1,25 \cdot 1700 = 47,461 \text{ ГДж.}$$

Тепло, вносимое воздухом и газообразным кислородом:

$$Q_{10} = V \cdot c \cdot T, \quad (26)$$

где V – объем воздуха или кислорода, м³;

c – теплоемкость воздуха или кислорода, кДж/(м³ · К);

T – температура воздуха или кислорода, К.

тогда:

$$Q_{\text{в}} = 414,430 \cdot 1,327 \cdot 293 = 0,161 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$Q_{\text{к}} = 5022,045 \cdot 1,31 \cdot 293 = 1,928 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$Q_{10} = (0,161 + 1,928) \cdot 10^9 = 2,089 \text{ ГДж.}$$

Количество тепла каждой составляющей определяется исходя из материального баланса по формулам:

$$H_{\text{к}} = M_{\text{к}} \cdot [c_1 \cdot (t_{\text{пл}} - t_0) + q_{\text{м}} + c_2 \cdot (t_{\text{вып}} + t_{\text{пл}})], \quad (27)$$

где $M_{\text{к}}$ – масса компонента данного вида, вносимого в печь за плавку;

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

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

t_0 – температура скрапа при завалке;

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

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

$q_{\text{м}}$ – теплота плавления металла.

тогда:

										Лист
										59
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР					

$$Q_{A4} = 100000 \cdot [0,700 \cdot (1500 - 400) + 284 + 0,800 \cdot (1630 - 1500)] = 115,8 \text{ ГДж.}$$

Для чугуна:

$$Q_{\text{ч}} = 20000 \cdot [0,650 \cdot (1200 - 400) + 218 + 1,05 \cdot (1630 - 1200)] = 23,79 \text{ ГДж.}$$

Физическое тепло шлака находим по формуле:

$$Q_{\text{ш}} = (C_{\text{ш}} \cdot t_{\text{ш}} + q_{\text{ш}}) \cdot m_{\text{ш}}, \quad (28)$$

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

$q_{\text{ш}}$ – скрытая теплота плавления шлака, кДж/кг;

$m_{\text{ш}}$ – масса шлака, кг.

$$Q_{\text{ш}} = (1,25 \cdot 1800 + 209,5) \cdot 7790,638 + (1,25 \cdot 1667 + 209,5) \cdot 3928,389 = 28,170 \text{ ГДж}$$

Потери тепла с отходящими газами Δt_k :

$$Q_{12} = V \cdot i, \quad (29)$$

где V – объем выделяющихся газов, м³;

i – энтальпия газообразных продуктов реакции, кДж/м³.

Находим энтальпию продуктов реакции для каждого из газов:

$$CO: 0,1246 \cdot 1112,06 = 138,563;$$

$$CO_2: 0,7727 \cdot 1718,95 = 1328,233;$$

$$H_2: 0,0002 \cdot 1055,12 = 0,211;$$

$$N_2: 0,1025 \cdot 1094,65 = 112,202;$$

$$i_{yx}^{800} = 1579,208 \text{ кДж/м}^3.$$

тогда:

$$Q_{12} = 2382,257 \cdot 1579,208 = 3,762 \text{ ГДж.}$$

Потери тепла через водоохлаждаемые панели определим по формуле:

									Лист
									60
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР				

$$Q_8 = c_B \cdot V_B \cdot (t_{\text{ВЫХ}} - t_{\text{ВХ}}) \cdot \tau, \quad (30)$$

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

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

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

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

τ – время, ч.

Анализ работы ДСП на ПАО «АМЗ» показал, что при соблюдении температурного режима расход воды на охлаждение стеновых панелей составляет ~ 580 м³/ч, и 350 м³/ч на охлаждение сводовых панелей.

Потери тепла на охлаждение стен составят:

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

Потери тепла на охлаждение свода составят:

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

ИТОГО:

$$Q_{13} = 36,54 + 22,05 = 58,59 \text{ ГДж.}$$

Тепло, уносимое частицами Fe₂O₃:

$$Q_{14} = 12218,803 \cdot (1,23 \cdot 1600 + 209,34) = 26,604 \text{ ГДж.}$$

Тепло идущее на протекание эндотермических реакций:

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

$$Q_{15} = (50 \dots 150) \cdot m_0, \quad (31)$$

где m_0 – емкость печи, т.

тогда:

$$Q_{15} = 140 \cdot 150 = 21,0 \text{ ГДж.}$$

Тепловые потери электрической сетью:

По закону Джоуля-Ленца

$$Q_4 = I^2 \cdot R \cdot \tau, \quad (32)$$

										Лист
										61
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР					

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

R – сопротивление, Ом;

τ – время работы печи под током, с.

тогда:

$$Q_4 = 90000 \cdot 3000 \cdot 12,753 \cdot 10^{-4} = 30,433 \text{ ГДж.}$$

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

$$Q_{\text{сл}} = \lambda \cdot (t_1 - t_2) \cdot F \cdot \tau / \delta, \quad (33)$$

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

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

F – площадь поверхности теплообмена, м²;

τ – время, ч;

δ – толщина слоя, м.

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

$$Q_{\text{кож}} = \alpha \cdot (t_k - t_b) \cdot F \cdot \tau, \quad (34)$$

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

t_k – температура на внешней поверхности кожуха, К;

t_b – температура окружающего воздуха, К.

На действующей печи известны степень черноты кирпичной кладки и кожуха, значения температуры t_k геометрия печи. Для ДСП температура внутренней поверхности кладки $t_{\text{вн}}$ для подины принимается равной температуре жидкого металла в ванне. Средняя температура воздуха принимается равной 20 °С.

Определяем среднюю температуру футеровки:

$$t_{\text{ср}} = (t_{\text{вн}} - t_k) / 2. \quad (35)$$

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

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

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

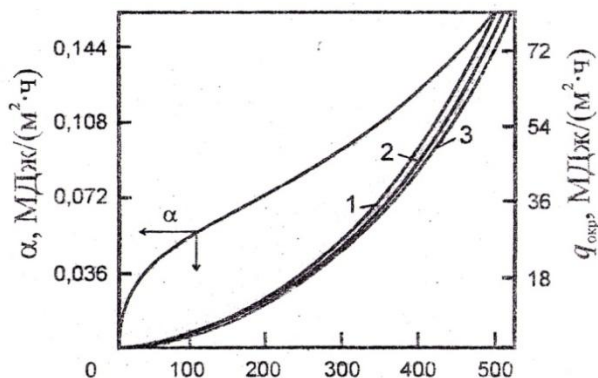


Рисунок 2.1 – Зависимость коэффициента суммарной теплоотдачи α и удельного теплового потока, теряемого поверхностью печи в окружающую среду при $t_{\text{в}}$: 10 °С – 1; 20 °С – 2; 30 °С – 3

Согласно справочным данным коэффициент теплопроводности магниевой футеровки при 700 °С $\lambda = 6,28 - 0,0027 \cdot 700 = 4,39 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot ^{\circ}\text{C})$. По рис. 6 находим $\alpha = 0,059 \text{ МДж}/\text{м}^2 \cdot \text{ч}$. Тогда $Q_{\text{кож}} = 0,059 \cdot (100 - 20) \cdot 6,85 \cdot 0,75 = 724,25 \text{ МДж}$.

Проверяем: $q = 724,25/6,85 = 105,8 \text{ МДж}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$. Согласно рис. 6 $q_{\text{окр}} \sim 3,85 \text{ МДж}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$. Разница не превышает 10 %, расчет считается законченным и окончательно принимаем $Q_{\text{кож}} = 724,25 \text{ МДж}$.

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

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot g \cdot \Delta p}{\rho_{\text{г}}}}; \quad (36)$$

$$V_1 = 3600 \cdot \omega \cdot F; \quad (37)$$

$$V_0 = 273 \cdot \frac{V_1}{T_{\text{yx}}}, \quad (38)$$

где ω – скорость газового потока, м/с;

g – ускорение свободного падения (9,81 м/с²);

Δp – скоростной напор, Па;

$\rho_{\text{г}}$ – плотность уходящих газов, кг/м³;

V_1 – количество газов, уходящих из печи (фактически), м³/ч;

F – площадь сечения патрубка, м^2 ;
 V_o – количество газов, уходящих из печи (приведенные к температуре $0\text{ }^\circ\text{C}$), $\text{м}^3/\text{ч}$;
 T_{yx} – температура уходящих газов, K .

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

$$Q_{18} = V_o \cdot c_{\text{сух}} \cdot T_{\text{сух}} \cdot \tau, \quad (39)$$

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

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

тогда:

$$\omega = 5,1\text{ м/с};$$

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

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

Тогда количество тепла, потерянное через завалочное окно за плавку:

$$Q_{18} = 37592,1 \cdot 1430 \cdot 1200 \cdot 0,75 = 48,381\text{ ГДж},$$

Полученный тепловой баланс плавки стали 15ХСНД в ДСП-120 приведен в таблице 2.23.

Таблица 2.23 – Тепловой баланс плавки стали в ДСП-120

Статьи прихода	ГДж	%	Статьи расхода	ГДж	%
Электроэнергия, Q_1	181,440	50,143	Полезный расход энергии, Q_{11}	167,760	46,362
Тепло, вносимое шихтой, Q_2	22,400	6,191	Тепло, уносимое газами, Q_{12}	3,762	1,040
Тепло, вносимое другими материалами, $Q_3 + Q_4$	0,081	0,022	Потери с охлаждающей водой, Q_{13}	58,59	16,192
Тепло экзотермических реакций, Q_5	90,105	24,902	Тепло, уносимое частицами Fe_2O_3 , Q_{14}	26,604	7,352

продолжение таблицы 2.23

Тепло, поступающее от ГКГ, Q_6	11,880	3,283	Тепло эндотермических реакций, Q_{15}	21,000	5,804
Тепло шлакообразования, Q_7	2,468	0,682	Потери электрической сетью, Q_{16}	34,433	9,516
Тепло от окисления электродов, Q_8	3,920	1,083	Потери через футеровку, Q_{17}	0,724	0,200
Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки, Q_9	47,461	13,116	Потери через завалочное окно, Q_{18}	48,381	13,371
Тепло кислорода и воздуха, Q_{10}	2,089	0,577	Неучтенные потери	0,589	0,163
Итого	361,844	100,00	Итого	361,844	100,00

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР

Лист

65

Рисунок 1 - дефект «Заливина»

4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

Китай.

Компания «Lingyuan Iron & Steel» («Linggang») начала горячие испытания новой семиручьевой МНЛЗ производительностью 1,2 млн т/год, которая будет отливать заготовку из углеродистых и пружинных сталей, а также сталей для холодной высадки. Заготовка предназначена для строящегося мелкосортного стана производительностью 500 тыс. т/год.

Украина.

Компания «ArcelorMittal Kryviy Rih» начала строительство на комбинате блюмовой МНЛЗ, которая позволит исключить используемую в настоящее время разливку в слитки. МНЛЗ, стоимость которой оценивается в 100 млн долл., будет иметь производительность 1,2 млн т/год заготовки и должна быть пущена в сентябре 2011 г. В сооружении МНЛЗ примет участие фирма «Siemens VAI», однако 80 % работ будут выполнены украинскими компаниями.

Малайзия.

Компания «Perwaja Steel» перенесла установку новой ДСП производительностью 700 тыс. т/год со второй половины 2012 г. на середину 2013 г. Строительство 90-т печи на заводе «NSC Steelmaking plant» в г. Кемаман (Kemaman), принадлежащем «PerwajaSteel», ведет фирма «Concast». После пуска новой печи компания планирует приступить к модернизации двух существующих ДСП производительностью 600 тыс. т/год каждая.

Катар.

Один из крупнейших производителей стали на Ближнем Востоке компания «Qatar Steel» подписала контракт с фирмой «Siemens VAI» на расширение сталеплавильных мощностей на 30 %. В настоящее время мощность ДСП компании составляет 1,47 млн. т/год. Пуск новой печи планируется на II кв. 2013 г., после чего производство заготовки в течение следующих пяти лет будет доведено до 4 млн т/год. В настоящее время компания производит заготовку, прутки и катанку.

5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

Восстановление зоны загиба МНЛЗ в РМЦ ПАО «АМЗ».

Зона загиба МНЛЗ предназначена для изменения формы сляба при выходе его из кристаллизатора и переходе в радиальные сегменты.

В зоне загиба сляб искривляется и меняет прямолинейную форму на изогнутую переменным радиусом.

В ходе работы каркас зоны загиба подвергается агрессивной среде. При разливке стали на МНЛЗ ролики зоны загиба охлаждаются водой. При контакте с горячим слябом вода превращается в пар.

Все вышеуказанные факторы (температура, вода, пар привод) приводят к тому, что каркас изнашивается из-за коррозии.

Появляются вмятины, раковины, сколы, которые значительно меняют геометрию сляба зоны загиба.

Предлагаем восстановить каркас зоны загиба следующим образом: вырезать опорные пластины крепления роликов, изготовить и приварить заготовки новых пластин, окончательно профрезеровать опорные поверхности на фрезерном станке.

Данное мероприятие позволит продлить срок службы зоны загиба.

6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

6.1 Общие требования охраны труда

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

Задачи предприятия по охране труда.

Обязанности по обеспечению безопасных условий и охраны труда возлагаются на работодателя.

Работодатель обязан обеспечить:

- безопасность работников при эксплуатации зданий, сооружений, оборудования, осуществлении технологических процессов, а также применяемых в производстве инструментов, сырья и материалов;
- применение сертифицированных средств индивидуальной и коллективной защиты работников;
- соответствующие требованиям охраны труда условия труда на каждом рабочем месте;
- режим труда и отдыха работников в соответствии с трудовым законодательством и иными нормативными правовыми актами, содержащими нормы трудового права;
- приобретение и выдачу за счет собственных средств сертифицированных специальной одежды, специальной обуви и других средств индивидуальной защиты, смывающих и обезвреживающих средств в соответствии с установленными нормами работникам, занятым на работах с вредными и (или) опасными условиями труда, а также на работах, выполняемых в особых температурных условиях или связанных с загрязнением;
- обучение безопасным методам и приемам выполнения работ и оказанию первой помощи пострадавшим на производстве, проведение инструктажа по охране труда, стажировки на рабочем месте и проверки знания требований охраны труда;
- недопущение к работе лиц, не прошедших в установленном порядке обучение и инструктаж по охране труда, стажировку и проверку знаний требований охраны труда;
- организацию контроля за состоянием условий труда на рабочих местах, а также за правильностью применения работниками средств индивидуальной и коллективной защиты;
- проведение аттестации рабочих мест по условиям труда с последующей сертификацией организации работ по охране труда;

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

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

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

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

– беспрепятственный допуск должностных лиц федеральных органов исполнительной власти, уполномоченных на проведение государственного надзора и контроля, органов Фонда социального страхования Российской Федерации, а также представителей органов общественного контроля в целях проведения проверок условий и охраны труда и расследования несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний;

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

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

– ознакомление работников с требованиями охраны труда;

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

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

6.2 Анализ опасных производственных факторов

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

К опасным производственным факторам на анализируемом участке работы относятся:

– подвижные части оборудования, вращающиеся и перемещающиеся механизмы;

– электрический ток;

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

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

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

Подъемно-транспортное оборудование для перемещения грузов в цехе представлено рольгангами, поперечными и продольными транспортерами с цепными шлеперами, передаточными тележками и мостовыми кранами. При эксплуатации этого оборудования возможно травмирование персонала движущимися частями, падающим грузом, электрическим током.

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

Электробезопасность – это система организационно-технических мероприятий и средств обеспечения защиты людей от вредного и опасного воздействия электрического тока, электрической дуги, электромагнитного поля, статического электричества. ОНРС относится к помещению с повышенной электрической опасностью. Максимальная мощность электрического тока на рабочем месте – 30 МВт, максимальный ток – 10 кА. Все металлические и токонесущие части оборудования, которые из-за нарушения изоляции могут оказаться под напряжением заземлены и занулены. Сопротивление заземления не более 4 Ом. Рабочие не имеют права самостоятельно проводить ремонт электротехнического оборудования. На участках, связанных с опасностью поражения электрическим током, имеются предостерегающие таблички и надписи. Персонал проинструктирован по электробезопасности и 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);
- средства защиты органов дыхания (марлевые повязки типа «Лепесток-200», респираторы и др.).

6.3 Анализ вредных 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 пульты 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 вентилярующих устройств, погрузочно-разгрузочные работы. Вибрацию вызывает работа некоторых видов механического оборудования.

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

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

6.4 Взрыво- и пожароопасность при работе на металлургических предприятиях

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

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

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

Пожарную опасность представляют все основные производства предприятий черной металлургии. Определенную сложность на объектах черной металлургии вызывает категорирование в соответствии с требованиями ОНТП 24-86 доменных, сталеплавильных, прокатных и других цехов, имеющих большие площади. В указанных цехах пожароопасные помещения (кабельные подвалы, маслоподвалы, туннели и т.д.), расположенные ниже нулевой отметки, как правило, занимают более 10% общей площади здания и значительно превышает 3500 м². В связи с этим здание по пожарной опасности должно быть отнесено к категории В и выполнено не ниже II степени огнестойкости.

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

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

При выполнении данных условий все основные цеха (доменные, сталеплавильные, прокатные и др.) относятся к категории Г. Однако по пожароопасным свойствам применяемых в помещениях веществ и материалов некоторые помещения могут иметь и более высокую категорию. Например, к категории А в черной металлургии относят станции получения защитного газа и ацетилена, компрессорные горючих газов, газоповысительные, газорегуляторные, газораспределительные пункты, установки термической обработки в среде взрывоопасного защитного газа, отделения восстановительного отжига металлических порошков в среде взрывоопасного газа-восстановителя и др. К

категории Б в черной металлургии относятся производства, где применяются и образуются горючие пыли: отделение дробления угля, подземные углеприемные ямы, закрытые галереи для транспортировки угля, установки подачи ПУТ в печь, отделения приготовления экзотермических смесей, склады сажи, дробильные цехи руды с содержанием серы более 12% и др. К категории В в черной металлургии относятся помещения, где применяют или хранят горючие вещества: склады мазута, масел, маслоподвалы, станции централизованной смазки, помещения масляных трансформаторов, маслоохладительные установки, маслотуннели, склады угля, бункерные эстакады с подбункерными помещениями доменных печей, отделения приготовления шихты, электрокабельные и электромашинные помещения и др. К категории Д в черной металлургии относятся склады руды (с содержанием серы до 12%), цехи мокрого обогащения руд, водонасосные, насосные грануляции шлака, цехи холодной обработки металла (кроме магния и титана), копровые цехи и др. Для устранения причин пожаров и взрывов в черной металлургии проводятся технические, эксплуатационные, организационные и режимные мероприятия.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В работе приведён химический состав и рассмотрены особенности стали 10ХСНД. Проведён анализ технологии выплавки стали. Разработана технология выплавки данной марки стали по схеме ДСП → сталеразливочный ковш → печь-ковш → МНЛЗ. Произведён расчёт материального и энергетического баланса плавки, невязка суммарного материального баланса составила 0,11 %.

									Лист
									77
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.000.00 ПЗ ВКР				

