

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования

«Южно-Уральский государственный университет
(национальный исследовательский университет)»
Институт открытого и дистанционного образования
Кафедра Техники, технологии и строительства

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой
к.т.н., доцент
_____ К.М.Виноградов
_____ 2020г.

Анализ использования системы непрерывной подачи шихты «Consteel» при
производстве электростали Д-32

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ – 22.03.02.2020.966.00 ПЗ ВКР

Консультант
Расчетная часть
(доцент, к.т.н)
_____ С.А.Меденков
_____ 2020г.

Руководитель проекта
доцент, к.т.н.
_____ С.А.Меденков
_____ 2020г.

Автор проекта
студент группы ДО-475
_____ В.А. Александрова
_____ 2020г.

Нормоконтролер
ст. преподаватель
_____ О.С.Микерина
_____ 2020г.

АННОТАЦИЯ

Александрова, В.А. – Анализ использования системы непрерывной подачи шихты «Consteel» при производстве электростали Д-32 – Челябинск: ЮУрГУ; 2020, 62 с., 18 табл, 5 ил., библиогр. список – 30 наим, 6 листов чертежей ф. А1.

Целью данной выпускной квалификационной работы является выявление особенностей использования системы непрерывной подачи шихты «Consteel» при производстве стали марки Д-32 в электросталеплавильном цехе №2 ПАО «Ашинский металлургический завод», разработка технологии плавки марки стали Д-32.

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

В данной работе также рассмотрены подробно возможные дефекты конечного продукта производства, зарубежный опыт производства подобной продукции, возможные направления модернизации производства, вопросы охраны труда и техники безопасности, проведен подробный анализ опасных и вредных факторов, воздействующих на человека на производстве.

					22.03.02.2020.966.00 ПЗ ВКР		
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>			
<i>Разраб.</i>	Александрова				<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Провер.</i>	Меденков С.А.				6	62	
<i>Реценз.</i>					ЮУрГУ Кафедра ТТус		
<i>Н. Контр.</i>	Микерина О.С.						
<i>Утверд.</i>	Виноградов К.М.						

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	8
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАЗДЕЛ.....	9
1.1 Описание стали.....	9
1.2 Назначение выплавляемой стали.....	9
1.3 Технологическая схема производства стали Д-32.....	10
1.4 Выбор оборудования для выплавки.....	16
1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки.....	20
2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ.....	23
2.1 Материальный баланс плавки.....	23
2.2 Тепловой расчет печи.....	40
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА.....	51
3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства.....	51
3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения.....	51
3.3 Расслоения.....	52
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ ..	54
5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА	56
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ.....	58
6.1 Общие требования охраны труда.....	58
6.2 Анализ опасных производственных факторов.....	59
6.3 Анализ вредных производственных факторов.....	60
6.4 Особенности отопления производственного цеха.....	60
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	61

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		7

ВВЕДЕНИЕ

В условиях конкуренции на мировом рынке черной металлургии одним из главных условий существования и получения стабильной прибыли на Ашинском металлургическом заводе является использование современных технологий в производстве, которые позволят снизить себестоимость и повысить продукции.

В связи с этим произвели поэтапную реконструкцию сталеплавильного производства с последующим выходом на современный технологический уровень. Было принято решение о строительстве, отделения непрерывной разливки стали, в которое войдут агрегат «ковш-печь» и слябовая МНЛЗ, с последующем строительством электросталеплавильного цеха. В здании нового электросталеплавильного цеха (ЭСЦ-2) установлена дуговая сталеплавильная печь (ДСП-120 + «Consteel») с конвейерной загрузкой металлошихты.

Результатом реконструкции стало прекращение работы мартеновского цеха в составе трех мартеновских печей и перевод разливки стали в слябы на МНЛЗ вместо ее разливки в изложницы на слитки.

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 для разливки стали машиной непрерывного литья заготовки также позволяет повысить качество и снизить себестоимость производимой заготовки.

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		8

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАЗДЕЛ

1.1 Описание стали

Сталь Д-32 относится к сталям повышенной прочности для судостроения. Применяется для производства проката, предназначенного для изготовления корпусов или других сварных конструкций судов и плавучих сооружений.

ГОСТ Р 52927-2015 под контролем морского регистра РФ: РСА; РСВ; РСД; РСА-32; РСД-32. Размер листов: 8,0-30,0x1500-2300x2000-12000 мм. Характер кромки: 8-30 мм обрезной с 4-х сторон.

1.2 Назначение выплавляемой стали

Сталь Д-32 поставляется в виде горячекатанного листа ГОСТ 5521-93, ГОСТ Р 52927-2015.

Для того, чтобы правильно в дальнейшем разработать технологию плавки стали Д-32, приведем в таблице 1 химический состав.

Таблица 1 – Химический состав стали Д-32, согласно ГОСТ Р 52927-2015, (в %)

Химический элемент	C	Si	Mn	S	P	Ni	Cr	Cu	Al
Содержание	≤ 0,18	0,15 – 0,5	0,9 – 1,6	≤ 0,035	≤ 0,035	≤ 0,4	≤ 0,2	≤ 0,35	0,015 – 0,06

В таблице 2 рассмотрим механические свойства стали Д-32.[31]

Временное сопротивление, Н/мм ² (кГс/мм ²).	Предел текучести, Н/мм ² (кГс/мм ²)	Относительное удлинение, %	Работа удара KVL Дж (кГс'м)		
			Температура испытания, С ⁰	Для образцов 11 типа	Для образцов 12 типа
	Не менее			Не менее	
440-590 (44-59)	315 (32)	22	-20	31	26

1.3 Технологическая схема производства стали Д-32

Сталью называют деформируемый (ковкий) сплав Fe с C (его содержание как правило не выше 1,3 %) и другими элементами. Добыча железа в чистом виде является трудоёмкий и дорогостоящий процесс, при этом механические свойства у него ниже свойств сплавов железа. В древности железо добывали в простейших горнах, загружаемых рудой и древесным углём. В течение формирования металлургии появился двухстадийный процесс изготовления стали – сначала выплавка чугуна, а потом стали, который оказался более выгодным, чем процесс получения прямого восстановления железа. Существовал способ получения железа, который назвали «кричным» процессом. Появилась потребность сыродутные горны на многочисленных заводах замещать пламенноотражательными печами с отдельно расположенной топкой. В них загружали чушки и расплавляли их. Из снижения количества углерода в металле следовало увеличение ликвидуса теплоты (чугун –1100 °С, сталь – 1540 °С). Однако, эти печи не давали достаточной температуры для расплавления высокопрочной стали. В особенности старым из существенных методов выплавки металла, является тигельный процесс, при котором используют небольшие сосуды – тигли (ёмкость 25 – 30 кг) из огнеупорной массы, в которой расплавляют шихту и получают расплавленный металл. Тигельная сталь обладает исключительно высокими свойствами. Такая сталь производилась на Златоустовском, Обуховском и Путиловском заводах. [14]

Легкий и менее затратный способ производства стали в огромных количествах продувкой кислородом воздуха был представлен в 1855 году английским учёным Бессемером в конвертере с кислой футеровкой. Этот способ назвали Бессемеровским. В 1878 году англичанин Томас разработал вариант конвертерного процесса с футеровкой из доломита, обладающего основными свойствами. Процесс получил название Томасовский. В 1933 году советский инженер Лозовой Н.И. запатентовал, а в 50-х годах 20 века в Европе были разработаны и внедрены варианты конвертерного производства с применением кислорода, они получили название «кислородно-конверторных» процессов.

В 1864 году французы Эмиль и Пьер Мартены осуществили переплавку железного лома и чугуна в сталь, используя принцип регенерации тепла, разработанный братьями Сименсами, в регенеративных пламенных печах с использованием теплоты отходящих газов для нагрева горючего материала и воздуха в генераторах. Процесс получил наибольшее распространение в конце 19 и в 20 вв.

Изготовление стали Д-32 в ЭСПЦ №2 имеет такую технологическую схему:

- рафинирование и доводка стали до необходимого химического состава на АКП - 100

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		10

- производство полупродукта в ДСП-120;
- разливка на МНЛЗ

Технологическая схема приведена на рисунке 1. [4]

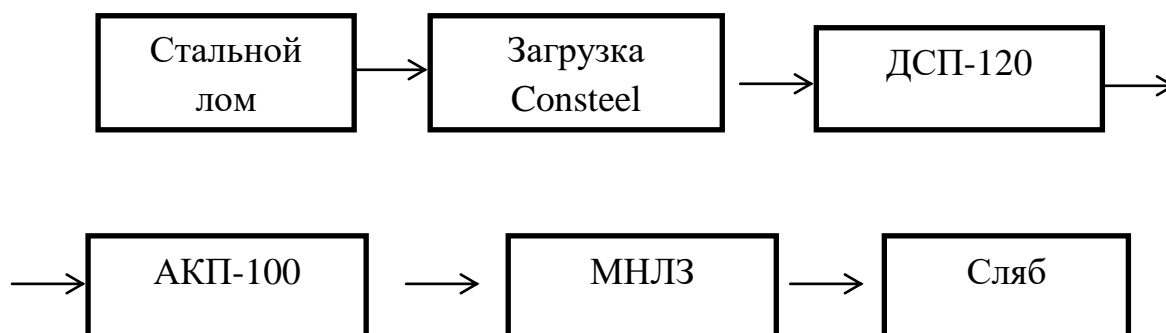


Рисунок -1 Технологическая схема

Кислородно-конвертерный процесс представляет собой выплавку стали из жидкого чугуна, с добавлением лома в конвертере с основной футеровкой и продувкой кислородом сверху через водоохлаждаемую фурму.

Впервые процесс был осуществлен в 1952 году в Австрии и быстро завоевал широкое применение.

К 1980-му году около 65 % стали выплавляли этим способом.

Значительный темп развития кислородно-конвертерного процесса можно объяснить тем, что он имеет ряд преимуществ в отличие от мартеновского и электросталеплавильного процессов:

- высокая выработка одного работающего агрегата (часовая производительность мартеновских и электродуговых печей не превышает 100 т / ч, а у большегрузного конвертера достигает 400 –500 т / ч);
- более низкие денежные затраты, то есть расходы на строительство цеха и оборудование, что можно объяснить простотой организацией конвертера и возможностью установки в цехе наименьшего количества агрегатов;
- небольшие траты по переделу, в число которых входит стоимость электроэнергии, топлива, огнеупоров, сменного оборудования, заработной платы;
- процесс более удобен для автоматизации управления ходом плавки.

Благодаря применению чистого кислорода кислородно-конвертерная сталь содержит азота не более, чем мартеновская и по качеству не уступает ей, и даже превосходит. Тепла, выделяемого при окислении элементов во время продувки, достаточно для нагрева стали до температуры выпуска. Избыток тепла позволяет перерабатывать значительное количество лома (до 25 % от массы шихты), что позволяет снизить себестоимость стали. За рубежом процесс получил название ЛД (LD) процесс.

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР					11

Конвертер имеет в своем составе: поворачивающийся на цапфах сосуд грушевидной формы, футерованный изнутри, снабжённый лёткой для выпуска стали и отверстиями сверху для ввода в полость конвертера кислородной фурмы, отвода газов, заливки чугуна, загрузки лома и шлакообразующих, а также слива шлака. Ёмкость конвертеров составляет 10 – 400 т.

Стойкость футеровки можно определить стойкостью участков наибольшего износа. Это футеровка цилиндрической части конвертера в районе шлакового пояса и в месте падения кусков лома при загрузке, футеровка горловины и лётки. Важно учитывать качество огнеупоров. Стойкость футеровки из безобжиговых огнеупоров (смолодоломита) 400 – 700 плавов; при использовании термообработанных безобжиговых огнеупоров или обожжённых с пропиткой смолы стойкость достигает 800 – 900 плавов. В этом случае расход огнеупоров составляет 2 – 5 кг / 1 т стали.

Отрицательно сказывается на стойкости футеровки повышение содержания кремния в перерабатываемом чугуне, т.к. в шлаке начального периода увеличивается содержание SiO_2 и возрастает общее количество шлака.

Растворение футеровки шлаком замедляется, если увеличить содержание MgO до 6 – 8 %. Поэтому рекомендуется применение шлакообразующих, содержащих окись магния (доломит, доломитизированная известь и т.д.).

Торкретирование футеровки – метод горячего ремонта, применяемый с целью повышения стойкости конвертеров. Суть его сводится к нанесению с помощью торкрет-машины огнеупорной массы на изношенные участки футеровки. Применяют факельное, полусухое и иногда мокрое (пульповое) торкретирование.

Дуговая электропечь состоит из рабочего пространства, электродов с токоподводами и механизмами удерживания и перемещение электродов, а также механизмов, обеспечивающих наклон печи и загрузку шихты.

Плавку ведут в рабочем пространстве, ограниченном сверху куполообразным вверху сводом, снизу сферическим подом и с боков стенками.

Огнеупорная кладка пода и стен заключена в металлический кожух. Съёмный свод набран из огнеупорных кирпичей, опирающихся на опорное кольцо. Через три симметричных в своде отверстия в рабочее пространство подводятся токоподводящие электроды, перемещающиеся вверх и вниз. Печь питается трёхфазным электрическим током.

Шихтовые материалы загружают на под печи. После их расплавления в печи образуется слой металла и шлака. Плавление и нагрев осуществляется за счёт тепла электрических дуг, возникающих между электродами и металлом.

Выпуск готовой стали осуществляется через сталевыпускное отверстие и жёлоб путём наклона рабочего пространства. Рабочее окно, закрываемое заслонкой предназначено для контроля за ходом плавки, ремонта пода и загрузки материалов.

									Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР				12

Шихту загружают сверху с помощью корзины (бадьи) с открывающимся дном.

В зависимости от способа открывания рабочего пространства для загрузки сверху, различают печи:

- с поворотным сводом;
- с выкатным корпусом;
- с откатывающимся сводом.

Печи отличаются компоновкой и устройством технического оборудования. Форма рабочего пространства у существующих электропечей не одинакова. Распространены печи с цилиндрическими, наклонными, цилиндрно-коническими и бочкообразными формами стенок.

При выборе основных размеров ванны – диаметра на уровне порога рабочих окон и глубины ванны, учитывают следующее. Увеличение отношения D_B / H_B приводит к росту поверхности контакта металл – шлак и уменьшению глубины металлической ванны, что облегчает протекание процессов рафинирования металла и прогрев ванны по глубине. Вместе с тем, возрастают габариты и масса печи, а также её теплоотдающая поверхность, ухудшаются условия прогрева ванны у откосов, что ведёт к увеличению электрических потерь, поэтому D_B / H_B принимают 4,7 – 5,0.

Диаметр свода делают больше диаметра рабочего пространства, чтобы сводовое кольцо находилось под песочным затвором, расположенным с наружной стороны кожуха печи. Диаметр распада электродов (диаметр окружности, проходящей через оси электродов) выбирают, учитывая, что при его увеличении усиливается износ футеровки стен вблизи электродов, ухудшается прогрев металла у подины печи и усиливается неравномерность прогрева ванны по периферии. Желательно, чтобы диаметр распада не превышал 0,3 D_B . Кожух рабочего пространства выполняют сварным из стального листа толщиной 10 – 40 мм с усилением вертикальными и горизонтальными рёбрами жесткости. Кожух часто имеет горизонтальный разъём для удобства проведения ремонта футеровки стен. Днище кожуха сферическое или в виде усечённого конуса. [2]

Футеровка дуговой печи подвергается воздействию излучения электрических дуг, ударам кусков шихты, воздействию шлака, металла и термических напряжений. Подина основной печи состоит из изоляционного и рабочего слоёв.

Изоляционный включает ещё слой листового асбеста; рабочий включает кладку из нескольких рядов магнезитового кирпича толщиной 230 – 575 мм и слой магнезитового порошка толщиной 100 – 190 мм. Стойкость пода 2000 – 8000 плавов и не лимитирует работу печи. Футеровку стен выполняют без слоя теплоизоляционной кладки, целиком из основных кирпичей (магнезитохромитового, хромомagneзитового, магнезитового), которые укладывают на футеровку откосов.

Водоохлаждаемые панели обычно применяют двух типов: плоские пустотелые и трубчатые в виде змеевика. Их устанавливают вместо

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		13

футеровки стен выше откосов, заменяя всю футеровку или её часть. Стойкость панелей до 7000 плавков.

Свод основных печей выкладывают из магнезитохромитового кирпича толщиной 230 – 460 мм. Стойкость свода составляет 50 – 250 плавков в зависимости от размеров печи.

Всё большее распространение находят водоохлаждаемые своды, комбинированные, когда центральная часть во избежание короткого замыкания выполняют из огнеупорного кирпича. Стойкость таких сводов 3000 плавков.

Футеровку кислых печей (свод, стенки, кладка) делают из динасового кирпича. Сталевыпускное отверстие может быть круглым диаметром 120 – 150 мм или квадратным со стороной 150 – 250 мм. [2]

Дуговые электропечи являются мощными потребителями электроэнергии, поэтому для уменьшения потерь её подают к печам под высоким напряжением 6 – 110 кВ. От высоковольтных линий до электродов передачу электроэнергии обеспечивает следующее оборудование: разъединитель – трёхполюсный рубильник; главный выключатель для разрыва высоковольтной цепи под нагрузкой; дроссель для стабилизации горения дуг и ограничения токов короткого замыкания; печной трансформатор для преобразования электрической энергии высокого напряжения в энергию низкого напряжения; переключатель ступеней напряжения для регулирования мощности, отдаваемой трансформатором; автоматический регулятор мощности или регулятор положения электродов; контрольная и защитная аппаратура; устройство для электромагнитного перемешивания. [1]

Ток в плавильное пространство поступает по электродам. Применяемые графитированные электроды изготавливают из малозольных углеродистых материалов: нефтяного пекового и сланцевого кокса с добавкой искусственного графита и связывающих – каменноугольного пека и смолы.

Диаметр электродов в см рассчитывают по допустимой плотности тока:

$$D = 4 I \text{ (} \pi i \text{Д} \text{ОП)},$$

где I – сила тока в электроде,

i – допустимая плотность тока. [29]

Грат в бадью загружать только после погрузки не менее 25 тонн лома.

При открытых технологических зазорах (для стока воды) в конвейере Consteel грат МНЛЗ, предпочтительнее использовать через бадью.

В случае погрузки грата на Consteel (при открытых зазорах) грат грузить на вторую зону Consteel, укладывая его на плотный слой лома. В холодное время года, грат использовать сразу в завалку не давая ему слеживаться, т. к. может замерзнуть общей кучей. Для этого необходимо в цех завозить необходимое количество на серию плавков. Остальной грат складировать на открытой территории склада БРУ не смешивая его с другими материалами. [20]

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		14

Завалку ДСП-120 желательно планировать так, чтобы грат МНЛЗ попал в печь до начала схода шлака. В зависимости от содержания FeOв шлаке, на плавках на которых используется грат МНЛЗ допускается расход кускового УМВК увеличивать по 50 кг на каждую тонну заваленного грата МНЛЗ.

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

- части и элементы боеприпасов, при наличии талона взрывобезопасности; Начальник ЭСПЦ-2 (зам начальника ЭСПЦ-2) сообщает техническому директору о поступлении вида боеприпасов. Технический директор принимает решение о проведении входного контроля с указанием техническим службам (ЦЗЛ, ТО). Инженер исследователь сталеплавильной лаборатории ЦЗЛ (в отсутствии инженер ТО) совместно с представителем ЭСПЦ-2 отбирает пробу на проведение входного контроля. После определения содержания цветных примесей (свинец, цинк, олово, сурьма и др.) ЦЗЛ выпускает ТЗ с решением о количестве расхода и технологии ис - пользования данного вида лома;
- 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 бадьёй только на холодную подину ДСП-120. На трещиновувствительных марках стали (10ХСНД, 30ХГСА, 40Х, 65Г, 50, 45, 40,35) , на плавках предназначенных под прокатку толстого листа (в заказе ЛПЦ-1 указана буква "Т") и на плавках предназначенных для УЗК-контроля (в заказе ЛПЦ-1 указана буква "У") не допускается использование пресс-пакетов, пресс-таблеток, частей боеприпасов, лужёных или оцинкованных листов и других видов шихты с возможным повышенным содержанием примесей цветных металлов.

Шихтовку плавки по массовой доле углерода производить чугуном (твердым) или коксом (антрацитом). [10]

Общая масса металлошихты должна составлять 130-140 тонн (без учёта остатка жидкого металла в печи от предыдущей плавки, который должен составлять 45-50тонн). Вес заваленной металлошихты определять по показаниям системы взвешивания ДСП-120, 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-120, при условии обеспечения веса жидкого металла в ковше после выпуска 115-120 тонн и остатка жидкого металла в ДСП-120 45-50 тонн. В случае отказа или полного выхода из строя системы взвешивания ДСП-120,завалка лома производить, ориентируясь по времени загрузки из расчёта, что за 40-45 минут в ДСП-120 через конвейер заваливается 130-140 тонн лома при нормальной плотности укладки на конвейер.

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		15

Снижение уровня болота менее 45 тонн допускается:

- перед заправкой ДСП-120
- 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 0-3мм через 3 инжектирующих устройства со скоростью отдачи материала 15-25 кг/мин., с расходом до 2500 кг. Известь продолжается 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-120. 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.

Процесс завалки и подвалки металлошихты в печь осуществлять в следующем порядке.

Перед опусканием корзины с ломом в печь необходимо полностью закрыть рабочее окно шлаковой летки печи.

Корзину с металлошихтой опускать так, чтобы ребро жесткости челюстных затворов находилось в створе верхнего среза каркаса электропечи. По команде сталевара крановщик должен произвести медленное раскрытие корзины.

После того, как на подину просыплется первая порция металлошихты массой от 1 до 3 т, медленно произвести открытие челюстных затворов для освобождения ее от металлолома. [11]

1.4 Выбор оборудования для выплавки.

В состав ДСП-120 входят следующие элементы:

- электрододержатели;
- электроды;
- газоотборный патрубок;
- полупортал для поддержки свода;

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		16

Внепечной обработкой стали называют обработку выпущенной из печи или конвертера жидкой стали в ковше или вспомогательном агрегате.

Методы внепечной обработки можно разделить на простые (обработка одним способом) и комбинированные.

К простым относятся:

- обработка металла синтетическим шлаком;
- внепечное вакуумирование;
- продувка металла инертным газом;
- введение (вдувание) в металл различных шлакообразующих, десульфурствующих или раскисляющих примесей.

Практическое применение нашли три способа обработки синтетическим шлаком:

- обработка стали жидким известково-железистым шлаком с целью снижения содержания фосфора;
- обработка основной стали кислыми шлаками с целью снижения содержания кислорода и оксидов неметаллических включений;
- обработка стали известково-глинозёмистым шлаком, с целью десульфурации и раскисления металла.

При обработке стали синтетическим шлаком качество и уровень характеристик металла повышается вследствие снижения содержания серы и неметаллических включений, а также сохраняется стабильность показателей качества от плавки к плавке.

Дополнительные затраты на получение синтетического шлака оправдываются уменьшением брака и повышением качества. [19]

Внепечное вакуумирование появилось в начале 1950-х годов. Сотни таких установок работают в промышленно развитых странах и имеют разнообразные типы конструкций. Одним из самых легких способов считается - вакуумирование, при этом лучшие результаты получаются при вакуумировании нераскисленного металла.

Существует способ, при котором помимо индукционного перемешивания металл может подогреваться за счёт тепла электрических дуг, образующихся с помощью опущенных через крышку ковша электродов. После подогрева крышку заменяют вакуум-плотной крышкой и металл вакуумируют. Некоторые установки снабжены устройствами для одновременной продувки металла кислородом – вакуум-кислородное обезуглероживание или инертным газом.

Вдувание порошкообразных материалов также нашло широкое распространение, при этом в металл вдувают сильные раскислители и десульфураторы, в частности щелочноземельные металлы.

Для осуществления вдувания необходимо иметь комплекс соответствующего оборудования (устройство для размолва вдуваемых материалов, бункеры, фурмы и т.д.). [28] При этих способах металл во время обработки необходимо перегреть в плавильном агрегате или в ковше. Ковш

накрывают огнеупорной крышкой – сводом, через которую при необходимости опускают электроды и подогревают металл. Ковш, таким образом, становится и ковшом, и печью АКП-100. [19]

Агрегат ковш-печь – в литературе встречается и другое название этих установок: дуговые ковшовые печи. Емкость ковшовых печей от 30 до 150 т. Они могут устанавливаться после любой сталеплавильной печи, в том числе мартеновской печи и конвертера.

В состав АКП-100 входят:

- тигель-ковш;
- печной трансформатор,
- электродержатели нескольких типов;
- водоохлаждаемый свод;
- технологическое отверстие;
- синтетический шлак;
- пористая пробка;
- шиберный затвор для выпуска стали. [21]

ЭСЦ-2 ПАО «Ашинский металлургический завод» имеется МНЛЗ-машина непрерывного литья заготовок, сделанная фирмой «STB».

Непрерывным литьём металла является разливку металла из печи или из промежуточного ковша в водоохлаждаемый кристаллизатор, из которого частично затвердевшая заготовка непрерывно вытягивается через отверстие в противоположном торце.

В состав МНЛЗ входит:

- подъемно-поворотный стенд с механизмом для подъема кронштейнов (используется для получения сталеразливочных ковшей);
- манипулятор для постановки на кронштейны крышек;
- сталеразливочный ковш;
- промежуточный ковш (или сокращенно промковш);
- водоохлаждаемый кристаллизатор;
- зона вторичного охлаждения;
- тянущие валки;
- машина газокислородной резки.

Существует несколько типов машин для непрерывного литья заготовок:

- вертикальная (полунепрерывное литье);
- криволинейная;
- криволинейная (с прогрессирующим изгибом);
- радиальная;
- горизонтальная.

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		19

Преимущества непрерывной разливки по отношению к разливке в слитки:
– существенно увеличивается выпуск качественного и высококачественного металла. При разливке в изложницы у каждого слитка головная обрезь из-за усадочной раковины составляет 10-12 %, а донная обрезь – до 4 %.

- При непрерывном литье потери составляют всего 3-5 % от массы жидкой стали;
- значительно уменьшаются производственные площади;
- возрастает качество литого металла;
- упрощается работа обслуживающего персонала;
- разгружаются или выводятся из эксплуатации обжимные средства (блужинги и слябинги); полностью исключается применение традиционных изложниц, формирующих слиток. [22]

1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки

Особо тщательно необходимо подходить к выбору шихтовых материалов. Одним из главных шихтовых материалов является расплавленный чугун. Его состав на всевозможных заводах страны имеет тенденцию меняться в больших пределах: 3,7 – 4,6 % С; 0,4 – 2,6 % Мп; 0,3 – 2 % Si; 0,02 – 0,08 % S; < 0,3 % Р.

Шихта делится следующим образом:

- металлосодержащие, к которым относятся- металлошихта, металлодобавки;
- добавочные компоненты в виде флюсов;
- а также окислители.

В виде металлошихты применяют:

- жидкий или твердый чугун;
- стальной лом, реже - чугунный лом;
- продукты, восстановленные непосредственно из железа и железной руды (металлизированные окатыши);
- ферросплавы (ферромарганец, ферросилиций, феррохром) и алюминий.

Основную часть металлошихты составляет чугун и стальной лом. Стальной лом самая дешёвая часть металлошихты. Из металлизированных окатышей пока получают немного стали, чуть более 3 %. Для производства 1 т годной стали расходуется в среднем 610 кг чугуна и 485 кг лома, в том числе для производства конвертерной стали 780 кг чугуна и 257 кг лома; для мартеновской стали – 581 кг и 515 кг соответственно; для 1 т электростали – 36 кг и 940 кг.

Важной составной частью металлошихты являются ферросплавы и легирующие добавки.

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		20

Чугун в сталеплавильный цех поступает в жидком виде. В зависимости от технологических и экономических требований используют чугун той или иной марки.

Второй составной частью является металлический лом. Около 40 % его образуется непосредственно на металлургических заводах, около 20 % его образуется на машиностроительных заводах, а остальное амортизационный лом (отслужившие свой срок машины, металлоконструкции и т.д.).

Все шихтовые материалы, используемые для выплавки стали, должны соответствовать требованиям государственных стандартов, технических условий или иным документам содержащих требования к качеству данных материалов.

Шихту составляет (75-100% электроплавки) стальной лом, в котором не должно содержаться цветного металла и иметь как можно меньше количество никеля и меди, а содержание фосфора не должно превышать 0,05 %. Ло, и с ней вносится в металл много водорода. Расширяется применение металлизированных окатышей и губчатого железа.

Переплавление отходов легированных сталей может дать возможность сэкономить дорогостоящие легирующие элементы, поэтому отходы обирают, сортируют по химическому составу и хранят в отдельных закромах. Для увеличения количества углерода в шихте используют чугун, кокс электродный бой. Одним из основных требований к чугуну является минимальное содержание фосфора. [3]

В основных печах стараются использовать такие шлакообразующие: известь, известняк, плавиковый шпат, боксит, шамотный бой; В качестве окислителей применяют железную руду, прокатную окалину, агломерат, газообразный кислород.

1.6 Контроль качества продукции

Методы обнаружения дефектов

Наружные дефекты обнаруживаются внешним осмотром отливок. Внутренние дефекты выявляются радиографическим или ультразвуковым методами дефектоскопии.

Радиографические методы заключаются в воздействии на отливку рентгеновского или гамма-излучения. Выявляется наличие дефекта, размеры и глубина его залегания.

Ультразвуковой контроль заключается в том, что ультразвуковая волна проходит через стенку отливки и при встрече с границей дефекта частично отражается. По интенсивности отражения судят о наличии, размерах и глубине залегания дефекта.

Трещины выявляют люминесцентным контролем, магнитной или цветной дефектоскопией.

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		21

К нарушениям технологического режима выплавки стали относят:

- нарушение технологии плавки металла на ДСП – 110;
- несвоевременный отбор проб извести и сыпучих материалов, несоблюдение технических инструкций по отбору сыпучих материалов;
- загрузка конвейера «констил» негабаритными размерами шихты и обрезки;
- несвоевременный отбор проб металла при плавке;
- выявление нарушений температурных режим при плавке металла;
- несоблюдение технических инструкций при обработки металл на агрегате АКП;
- не ведётся технологический журнал входного контроля химического анализа металла;
- нарушение всех технических инструкций в процессе производства;
- несоблюдение технологических инструкций и режимов работы оборудования при разливки стали на МНЛЗ; [9]
- несоблюдение и несоответствие определенного химического состава стали при определённой марки стали.

Во всех случаях нужно строго соблюдать требования технологических инструкций, режимов работы на агрегатах металлургического оборудования и правил техники безопасности на предприятиях.

Для предотвращения нарушения технологического режима выплавки и производства стали необходимо:

- своевременно проверять знания обслуживающего персонала;
- использовать только те материалы, которые представлены в специальных технологических инструкциях при плавки марок сталей;
- соблюдение материалов и определённых добавок при плавки той или иной марки стали;
- соблюдать температурные режимы при плавки металла, соблюдая определённые технологические инструкции;
- своевременно и точно обнаруживать те или иные выявления брака во время производства продукции;
- осуществлять контроль и строгое соблюдение технологии производства выпускаемой продукции.

Вывод по разделу один.

В настоящее время широко используется электроэнергия. С конца 19 века по настоящее время созданы и пущены в эксплуатацию электрические печи различных вариантов. Для выплавки стали высокого качества или стали с высокими свойствами используют ДСП, вакуумно-дуговой переплав (ВДП), вакуумный индукционный переплав (ВИП), электрошлаковый переплав (ЭШП), переплав в электроннолучевых и плазменных печах.

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		22

2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

2.1 Материальный баланс плавки

Рассмотрим технологию выплавки стали Д-32 в ДСП-120 ЭСПЦ-2 в условиях ПАО «АМЗ». Для этого приведем химический состав для стали марки Д-32 в таблице 3.

Таблица 3 – Химический состав для стали марки Д-32, %

Химический элемент	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
Содержание	≤ 0,07	≤ 0,2	≤ 1,2	≤ 0,070	≤ 0,020	≤ 0,20	≤ 0,40	≤ 0,35

Произведем расчет на 100 кг металлошихты. Среднее содержание хрома в шихте для большинства выплавляемых марок стали не должно превышать 1 %. В качестве шихты используем лом различных групп (сортов), а также габаритный скрап. Данные о фактическом химическом составе используемых материалов приведены в таблицах 4 и 5. Засоренность лома и скрапа не учитываем. [30]

Таблица 4 – Химический состав металлической части шихты, масс. %

Материал	C	Si	Mn	Cr	P	S	Fe
Лом	0,30	0,20	0,30	0,10	0,03	0,03	99,03
Скрап	0,60	0,55	0,60	0,20	0,04	0,05	97,95

Таблица 5 – Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, %

Материал	CaO	SiO ₂	MgO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaF ₂	P	S	п.п.
Плавленый шпат	0,5	3,6	–	–	0,2	1,2	94,0	–	–	0,2
Известь	88,0	1,3	2,0	–	0,8	1,2	–	–	–	6,7
Периклазоуглерод	–	0,2	86,0	–	0,5	0,2	–	Углерод		–

В виде таблицы 6 приведем массу элементов, вносимых шихтовыми материалами.

Таблица 6 – Масса элементов, вносимых шихтовыми материалами, кг

Компонент шихты	C	Si	Mn	Cr	P	S	Fe	Всего
Лом	0,210	0,140	0,210	0,070	0,021	0,021	69,321	70,00
Скрап	0,180	0,165	0,180	0,060	0,012	0,015	29,385	30,00
Всего	0,390	0,305	0,390	0,130	0,033	0,036	98,706	100,00

Также в завалку сверху добавляют известь. Для наведения шлака в завалку на 1 т металлошихты обычно дают 15...30 кг извести.

Продукты окисления компонентов металлического расплава вносят в шлак следующее количество оксидов.

К окончанию периода весь кремний окисляется до SiO_2 . Количество окислившегося кремния равно:

$$0,305 \cdot 1 = 0,305 \text{ кг.}$$

На окисление этого количества кремния потребуется следующее количество кислорода:

$$0,305 \cdot 32/28 = 0,349 \text{ кг кислорода.}$$

При этом в шлак будет внесено SiO_2 :

$$0,305 \cdot 60/28 = 0,654 \text{ кг } \text{SiO}_2.$$

В период плавления до MnO окислится 35 % от вносимого шихтой марганца:

$$0,390 \cdot 0,35 = 0,137 \text{ кг.}$$

На его окисление потребуется следующее количество кислорода:

$$0,137 \cdot 16/55 = 0,040 \text{ кг кислорода.}$$

При этом в шлак будет внесено:

$$0,137 \cdot 71/55 = 0,176 \text{ кг } \text{MnO}.$$

При современной технологии плавки хром окисляется незначительно, учитывая относительно невысокое содержание хрома в шихте, в период плавления до Cr_2O_3 окислится около 5 % от вносимого шихтой хрома:

$$\text{Cr}_2\text{O}_3: 0,130 \cdot 0,05 = 0,007 \text{ кг.}$$

На его окисление потребуется кислорода :

$$0,007 \cdot 48/104 = 0,003 \text{ кг кислорода.}$$

При этом в шлак будет внесено Cr_2O_3 :

$$0,007 \cdot 152/104 = 0,010 \text{ кг } \text{Cr}_2\text{O}_3.$$

В период плавления окислится 0,4 % от вносимого шихтой железа:

$$98,706 \cdot 0,004 = 0,395 \text{ кг.}$$

Из них половина окислившегося железа уносится с пылью в виде Fe_2O_3 .

На окисление этого количества железа потребуется кислорода:

$$0,395 \cdot 0,5 \cdot 48/112 = 0,085 \text{ кг кислорода.}$$

При этом образуется:

$$0,394 \cdot 0,5 \cdot 112/160 = 0,138 \text{ кг } \text{Fe}_2\text{O}_3.$$

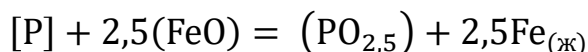
В шлак будет внесено оксида железа:

$$0,395 \cdot 0,5 \cdot 72/56 = 0,254 \text{ кг } \text{FeO.}$$

На его образование требуется кислорода:

$$0,395 \cdot 0,5 \cdot 16/56 = 0,056 \text{ кг.}$$

В период плавления в шлак из металла переходит 30 % фосфора в виде P_2O_5 . Рассмотрим окислительную дефосфорацию при выплавке стали. Рафинирование стали от фосфора обычно осуществляет путем его окисления и перевода образующегося оксида фосфора в шлак:



					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		25

Существуют 4 условия, необходимые для процесса окислительной дефосфорации:

- закисленность;
- умеренная температура;
- перемешивание;
- высокоосновность.[18]

Окислится фосфора:

$$0,033 \cdot 0,3 = 0,010 \text{ кг фосфора}$$

На что потребуется кислорода:

$$0,010 \cdot 80/62 = 0,013 \text{ кг}$$

При этом в шлак будет внесено оксида фосфора:

$$0,010 \cdot 142/62 = 0,023 \text{ кг } P_2O_5.$$

В период плавления углерод не окисляется, сера из металла не удаляется. Необходимо учесть, что в завалку вместе с металлошихтой вводили известь в количестве около 2 % от массы завалки или 2 кг на 100 кг шихты. С учетом получения необходимой основности скорректируем это значение до 1,5 кг. С известью вносятся в шлак следующие компоненты:

Рассчитаем следующее количество CaO:

$$0,880 \cdot 1,5 = 1,320 \text{ кг};$$

Рассчитаем следующее количество MgO:

$$0,020 \cdot 1,5 = 0,030 \text{ кг};$$

Рассчитаем следующее количество SiO₂:

$$0,093 \cdot 1,5 = 0,020 \text{ кг};$$

Найдем следующее количество Al₂O₃:

$$0,008 \cdot 1,5 = 0,012 \text{ кг};$$

Найдем следующее количество Fe₂O₃:

$$0,012 \cdot 1,5 = 0,018 \text{ кг}$$

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		26

или в пересчете на FeO:

$$0,013 \cdot 112/160 \cdot 72/56 = 0,016.$$

Вследствие потерь при прокаливании из извести удалится в атмосферу:

$$0,067 \cdot 1,5 = 0,101 \text{ кг CO}_2$$

Во время работы печи происходит износ футерованной части подины и свода, продукты износа в виде соответствующих оксидов переходят в шлак. Печь имеет периклазоуглеродистую набивную подину, водоохлаждаемые стены и свод, расход периклазоуглеродистых огнеупоров около 3 кг/т (или 0,3 кг на 100 кг металлошихты).

По результатам выполненных расчетов определяем состав и количество шлака в конце периода плавления и заносим результаты в таблицу 7. Отдельно составляем баланс металла за этот период и формируем таблицу 8.

Таблица 7 – Количество и состав печного шлака периода плавления

Источник	SiO ₂	CaO	MnO	FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	Σ
Известь	0,020	1,320	–	0,016	–	0,012	0,030	–	1,398
Футеровка	0,004	–	–	–	–	–	0,276	–	0,280
Продукты окисления	0,654	–	0,176	0,254	0,010	–	–	0,023	1,116
Всего, кг	0,677	1,320	0,176	0,270	0,010	0,012	0,306	0,023	2,793
Всего, %	24,227	47,259	6,309	9,668	0,340	0,430	10,956	0,812	100

При составлении баланса металла учтем, что в процессе плавки происходит науглероживание металла в результате износа графитированных электродов. Расход электродов на плавку в современных печах составляет 1,7...2,5 кг/т стали.

В ДСП-120 на ПАО «АМЗ» расход электродов 2 кг/т или 0,2 кг на 100 кг шихты и усвоение углерода ванной 75 %. С учетом того, что продолжительность периода плавления составляет 2/3 общего времени плавки, в металл дополнительно перейдет углерода:

$$0,2 \cdot 0,75 \cdot 2/3 = 0,100 \text{ кг углерода}$$

Выделится угарного газа:

$$0,2 \cdot 0,25 \cdot 28/12 \cdot 2/3 = 0,078 \text{ кг CO.}$$

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		27

На это потребуется кислорода:

$$0,2 \cdot 0,25 \cdot 2/3 \cdot 16/12 = 0,044 \text{ кг } O_2.$$

Таблица 8 – Баланс составляющих металла за период плавления

Элемент	Поступило с шихтой	Перешло в шлак	Содержится в металле	
			кг	%
C	0,390	–	0,490	0,494
Si	0,305	0,305	0,000	0,000
Mn	0,390	0,137	0,254	0,255
Cr	0,130	0,007	0,124	0,124
S	0,036	–	0,036	0,036
P	0,033	0,010	0,023	0,023
Fe	98,716	0,197	98,321*	99,067
Σ	100	0,655	99,247	100

*С учетом потерь с пылью.

Основность полученного шлака, выраженная через отношение $\%CaO/\%SiO_2=1,95$. Это удовлетворяет требованиям к шлаку в период плавления.

Опишем период окисления.

За окислительный период при расходе электродов 2 кг/т в металл с учетом 75 % усвоения попадает дополнительно углерода:

$$0,2 \cdot 0,75 \cdot 1/3 = 0,050 \text{ кг. углерода.}$$

Всего требуется окислить углерода:

$$(0,490 + 0,050) - 0,06 = 0,480 \text{ кг.}$$

Примем, что весь углерод окисляется до CO. Тогда для окисления 0,480 кг углерода потребуется:

$$0,480 \cdot 16/12 = 0,640 \text{ кг } O_2$$

Образуется угарного газа:

$$0,480 \cdot 28/12 = 1,120 \text{ кг CO.}$$

В окислительный период окислится примерно 45 % оставшегося в металле марганца:

$$0,254 \cdot 0,45 = 0,114 \text{ кг.}$$

На его окисление необходимо кислорода:

$$0,114 \cdot 16/55 = 0,033 \text{ кг } O_2.$$

При этом образуется оксида марганца:

$$0,114 \cdot 71/55 = 0,147 \text{ кг } MnO.$$

С учетом относительно невысокого содержания хрома в металле за этот период окислится 5 % хрома, поступившего с металлом:

$$0,124 \cdot 0,05 = 0,006 \text{ кг.}$$

На его окисление необходимо кислорода:

$$0,006 \cdot 48/104 = 0,003 \text{ кг } O_2$$

В результате образуется оксида хрома:

$$0,006 \cdot 152/104 = 0,009 \text{ кг } Cr_2O_3.$$

В окислительный период окислится около 0,4 % железа из металла, 85% от этого количества переходит в шлак в виде FeO, а 15 % удаляется в виде пыли Fe₂O₃ с отходящими газами.

Всего окисляется следующее количество Fe₂O₃ :

$$0,004 \cdot 98,311 = 0,393 \text{ кг железа.}$$

В шлак перейдет оксида железа:

$$0,393 \cdot 0,85 = 0,334 \text{ кг железа,}$$

На окисление израсходуется кислорода:

$$0,334 \cdot 16/56 = 0,096 \text{ кг } O_2$$

При этом образуется следующее количество Fe₂O₃:

$$0,334 \cdot 72/56 = 0,430 \text{ кг FeO.}$$

С пылью теряется железа:

$$0,393 - 0,334 = 0,059 \text{ кг железа,}$$

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		29

на его окисление до Fe_2O_3 требуется кислорода:

$$0,059 \cdot 48/112 = 0,025 \text{ кг кислорода.}$$

Образуется следующее количество оксида железа:

$$0,059 \cdot 112/160 = 0,041 \text{ кг } \text{Fe}_2\text{O}_3.$$

В окислительный период из металла удаляется около 20 % содержащей в ней серы:

$$0,036 \cdot 0,2 = 0,007 \text{ кг.}$$

В окислительный период в шлак переходит 30 % имеющего в металле фосфора:

$$0,023 \cdot 0,30 = 0,007 \text{ кг.}$$

На его окисление до P_2O_5 требуется $0,007 \cdot 80/62 = 0,009$ кг O_2 и в шлак переходит следующее количество оксида фосфора:

$$0,007 \cdot 142/62 = 0,016 \text{ кг } \text{P}_2\text{O}_5.$$

Шлакообразование в окислительный период. К концу периода плавления в печи остается 1/3 шлака, состав которого приведен в табл. 15. После этого в печи наводится новый шлак присадками извести. Шлак окислительного периода образуется из остатков шлака предыдущего периода, извести, оксидов – продуктов окисления металла, компонентов износа футеровки. С учетом требуемой величины основности примем, что в окислительный период присаживают 0,05 кг извести. С ней в шлак попадет:

Найдем следующее количество CaO :

$$0,880 \cdot 0,05 = 0,044 \text{ кг;}$$

Найдем следующее количество MgO :

$$0,020 \cdot 0,05 = 0,001 \text{ кг;}$$

Найдем следующее количество SiO_2 :

$$0,093 \cdot 0,05 = 0,001 \text{ кг;}$$

Найдем следующее количество Al_2O_3 :

$$0,008 \cdot 0,05 = 0,001 \text{ кг;}$$

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		30

Найдем следующее количество Fe_2O_3 :

$$0,012 \cdot 0,05 = 0,001 \text{ кг}$$

или в пересчете на :

$$\text{FeO } 0,001 \cdot 112/160 \cdot 72/56 = 0,001.$$

Вследствие потерь при прокаливании из извести удалится в атмосферу углекислого газа следующее количество:

$$0,087 \cdot 0,05 = 0,03 \text{ кг } \text{CO}_2.$$

Из футеровки при расходе за период 0,2 кг на 100 кг металлошихты в шлак переходит:

Найдем следующее количество MgO :

$$0,920 \cdot 0,2 = 0,184 \text{ кг};$$

Найдем следующее количество SiO_2 :

$$0,012 \cdot 0,2 = 0,002 \text{ кг}.$$

Аналогично периоду плавления подсчитываем количество и состав шлака и заносим в таблица 9, а также определяем баланс металла и указываем в таблице 10.

Таблица 9 – Количество и состав шлака в конце окислительного периода

Источник	SiO_2	CaO	MnO	FeO	Cr_2O_3	Al_2O_3	MgO	P_2O_5	Σ
Известь	0,001	0,044	–	0,001	–	0,000	0,001	–	0,047
Футеровка	0,0024	–	–	–	–	–	0,184	–	0,186
Продукты окисления	–	–	0,147	0,430	0,009	–	–	0,016	0,602
Шлак периода плавления	0,226	0,440	0,059	0,090	0,003	0,004	0,102	0,008	0,931
Всего, кг	0,229	0,484	0,206	0,520	0,012	0,004	0,287	0,023	1,766
Всего, %	12,945	27,40 7	11,66 5	29,466	0,690	0,249	16,252	1,327	100

Примечание. Основность % CaO / % SiO₂ = 2,12. Это удовлетворяет требованиям ведения плавки.

Таблица 10 – Баланс составляющих металла за окислительный период

Элемент	Поступило в период плавления	Перешло в шлак	Содержится в металле	
			кг	%
C	0,490	–	0,060	0,061
Si	0,000	0,000	0,000	0,000
Mn	0,254	0,114	0,139	0,142
Cr	0,124	0,006	0,117	0,119
S	0,036	0,007	0,029	0,029
P	0,023	0,007	0,016	0,016
Fe	98,321	0,334	97,928*	99,632
Σ	99,247	0,469	98,290	100

*С учетом потерь с пылью.

Химический состав полупродукта удовлетворяет условиям ТИ 123-Э-01-2011.

Материальный баланс.

Продувку кислородом прекращают, когда содержание углерода в металле достигнет заданного.

Реальный расход кислорода несколько меньше укажем в таблице 11.

Таблица 11 – Материальный баланс плавки

Поступило		Получено	
Материал	Количество, кг	Продукт	Количество, кг
Лом	70	Сталь	98,290
Скрап	30	Шлак	4,559
Известь	1,55	СО	1,198
Из футеровки	0,5	СО ₂	0,104
Из электродов	0,2	Пыль	0,179
Кислород на плавку	1,395	Невязка	– 0,684
Итого	103,104	Итого	103,104

Невязка составляет 0,684 кг или 0,66 %, отсюда следует, что расчет верен, так как невязка меньше 1%.

Составим баланс обработки в печи-ковше стали марки Д32. Согласно ТИ 123-Э-15-2013 содержание серы в стали должно быть не более 0,015 % серы, а фосфора не более 0,020 %.

Пользуясь ТИ 123-Э-01-2011, находим химический состав стали Д-32 и делаем поправку на допустимое содержание серы в таблице 12. [7]

Таблица 12 – Химический состав готовой стали, масс. %

C	Si	Mn	Cr	S	P	Al
0,10 – 0,12	0,45 - 0,50	1,25 – 1,40	≤ 0,20	≤ 0,015*	≤ 0,020*	0,02 – 0,06

* С учетом требований ТИ 123-Э-15-2013

Состав жидкого полупродукта, полученного в ДСП-120, приведен в таблице 13.

Таблица 13 – Состав жидкой стали полупродукта, масс. %

C	Si	Mn	Cr	S	P
0,061	0	0,142	0,119	0,029	0,016

Состав используемых ферросплавов и раскислителей приведен в таблице 14.

Таблица 14 – Химический состав используемых материалов, масс. %

Материал	C	Mn	Si	Cr	S	P	Fe	Al
Ферромарганец ФМн0,5	0,5	85,0	2,0	-	0,030	0,30	12,7	-
Ферросилиций ФС75	-	0,4	80	0,4	0,02	0,05	20,0	-
Алюминий первичный	-	-	1,5	-	-	1,5	-	97
Феррохром ФХ100А	0,01	-	0,8	68	0,02	0,02	30,45	0,7

Раскисление и легирование.

Определим количество ферросплавов, указанных в таблице 17, которое необходимо присадить в металл для получения заданного состава стали. При этом, учитывая увеличение массы металла в процессе обработки, зададим

содержание легирующих несколько выше среднего в таблице 17. Величину присадок определим по следующей формуле:

$$M_{\text{фспл}} = \frac{M_{\text{ж.ст}} ([C]_{\text{гот.ст}} - [C]_{\text{исх}}) \cdot 100}{[C]_{\text{фспл}} (100 - K_{\text{уг}})}, \quad (1)$$

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: для фосфора – 70 %, алюминия и науглероживателя около 30 %, для кремния – 15 %, марганца, железа и хрома – 0 %. Тогда количество присаживаемого ферромарганца найдем по следующей формуле:

$$M_{\text{фМn05}} = \frac{100 \cdot (1,3 - 0,142) \cdot 100}{85 \cdot (100 - 0)} = 1,363 \text{ кг.}$$

Он дополнительно внесет в расплав, с учетом угара.[17] Рассчитаем следующее количество Si:

$$1,363 \cdot 0,02 \cdot 0,85 = 0,023 \text{ кг;}$$

Рассчитаем следующее количество Fe:

$$1,363 \cdot 0,127 = 0,173;$$

Рассчитаем следующее количество С:

$$1,363 \cdot 0,005 \cdot 0,7 = 0,005 \text{ кг;}$$

Рассчитаем следующее количество Р:

$$1,363 \cdot 0,003 \cdot 0,3 = 0,001 \text{ кг.}$$

Расход алюминия без расчета принимается 0,7 кг/т или 0,07 кг на 100 кг полупродукта.

С ним в металл также поступит следующее количество кремния и фосфора:

Рассчитаем необходимое количество кремния:

$$0,07 \cdot 0,015 \cdot 0,85 = 0,001 \text{ кг кремния}$$

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		34

Рассчитаем необходимое количество фосфора:

$$0,07 \cdot 0,015 \cdot 0,3 = 0,0003 \text{ кг фосфора.}$$

С учетом 30 % угара в металл перейдет 0,050 кг алюминия.

Эти ферросплавы и алюминий попутно внесут в металл следующее количество кремния:

$$0,025 + 0,001 = 0,026 \text{ кг кремния.}$$

С учетом этого количества кремния расход ферросилиция при усвоении кремния 85 % рассчитаем по следующей формуле:

$$M_{\text{ФС75}} = \frac{100 \cdot (0,47 - 0,024) \cdot 100}{80 \cdot (100 - 15)} = 0,656 \text{ кг.}$$

Он внесет в сталь приведенное ниже количество железа:

$$0,656 \cdot 0,2 = 0,131 \text{ кг железа.}$$

Всего в сталь поступит следующее количество железа:

$$0,173 + 0,131 + 99,632 = 99,936 \text{ кг железа}$$

Из которых 99,632 кг вносится полупродуктом.

Расход углеродистого порошка с учетом угара найдем по формуле:

$$M_{\text{C}} = \frac{100 \cdot (0,10 - 0,065) \cdot 100}{99,735 \cdot (100 - 30)} = 0,5 \text{ кг.}$$

Шлаковая смесь, загружаемая в ковш, состоит из извести и глинозема в соотношении 65:35. Расход смеси составляет 10...30 кг/т или 1...3 кг на 100 кг полупродукта. Берем расход смеси – 1 кг. Шлаковая смесь внесет (таблица 11).

Из извести определенное ниже количество компонентов:

Рассчитаем необходимое количество СаО:

$$0,880 \cdot 1 \cdot 0,65 = 0,572 \text{ кг;}$$

Рассчитаем необходимое количество MgO:

$$0,020 \cdot 1 \cdot 0,65 = 0,013 \text{ кг;}$$

Рассчитаем необходимое количество SiO₂:

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		35

$$0,013 \cdot 1 \cdot 0,65 = 0,008 \text{ кг};$$

Рассчитаем необходимое количество Al_2O_3 :

$$0,008 \cdot 1 \cdot 0,65 = 0,005 \text{ кг};$$

Рассчитаем необходимое количество Fe_2O_3 :

$$0,012 \cdot 1 \cdot 0,65 = 0,008 \text{ кг};$$

А из глинозема такое количество компонентов:

Рассчитаем необходимое количество Al_2O_3 :

$$0,992 \cdot 1 \cdot 0,35 = 0,347 \text{ кг};$$

Рассчитаем необходимое количество SiO_2 :

$$0,001 \cdot 1 \cdot 0,35 = 0,001 \text{ кг}.$$

Содержание в глиноземе Fe_2O_3 за малостью пренебрегаем.

В шлак переходит оксидов – продуктов раскисления в результате присадки ферросплавов: в результате угара окислится кремния по приведенной ниже формуле: Рассчитаем необходимое количество кремния:

$$0,656 \cdot 0,80 \cdot 0,15 = 0,079 \text{ кг};$$

из остальных ферросплавов:

$$0,024 \cdot 0,15 = 0,004 \text{ кг}.$$

Всего окислится следующее количество кремния:

$$0,079 + 0,004 = 0,083 \text{ кг}.$$

При этом получится оксида кремния₂ :

$$0,083 \cdot 60/28 = 0,178 \text{ кг SiO}_2.$$

Помимо кремния в шлак перейдет такое количество оксида алюминия:

$$0,07 \cdot 0,30 \cdot 102/54 = 0,040 \text{ кг}$$

Al_2O_3 в результате окисления алюминия.

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		36

При износе футеровки в зоне шлакового пояса 1,2 кг/т или 0,12 кг на 100 кг полупродукта в шлак перейдет:

Рассчитаем необходимое количество MgO:

$$0,12 \cdot 0,92 = 0,110 \text{ кг};$$

Рассчитаем необходимое количество SiO₂:

$$0,12 \cdot 0,012 = 0,001 \text{ кг};$$

Переходом этих оксидов в шлак с допустимой точностью можно пренебречь. По результатам проведенных расчетов можно определить количество состав

образующего шлака. Результат оформим в таблицу 15.

Таблица 15 – Количество и состав шлака в ковше-печи

Источник поступления	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	MgO	Итого
Известь	0,572	0,005	0,008	0,008	0,013	0,606
Глинозем	–	0,347	0,000	–	–	0,348
Продукты раскисления	–	0,040	0,178	–	–	0,218
Футеровка	–	–	0,001	–	0,110	0,112
Итого, кг	0,572	0,392	0,188	0,008	0,123	1,284
Итого, %	44,565	30,546	14,667	0,608	9,614	100

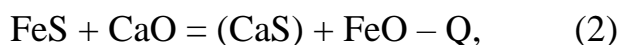
Рассматривая результаты расчетов, приведенные в таблице 18, следует сделать два замечания:

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 количества 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 $\text{Fe}_2\text{O}_3 = 0,608 \%$ высоко и может быть лишь в начале процесса. По ходу его развития этот оксид расходуется на окисление раскислителей и вдуваемого углерода. Таким образом, Fe_2O_3 выступает как дополнительный окислитель, дополняя растворенный в стали кислород.

Десульфурация.

Формула, по которой происходит десульфурация:



Существуют 4 условия, необходимые для процесса десульфурации:

- низкая закисленность;
- высокоосновность;
- перемешивание;
- высокая температура.

Вследствие наводки в печи-ковше активного шлака с высокой десульфурующей способностью в условиях интенсивного перемешивания вдуваемым аргоном коэффициент распределения серы между шлаком и металлом $L_s = (\text{S})/[\text{S}]$ достигает 500...1000. Учитывая повышенное содержание в шлаке SiO_2 и высокие требования заказчика, принимаем эту величину равной 250, т. е. в два раза меньше нижнего значения. Рассчитаем содержание серы в стали после обработки в ковше-печи по следующей формуле:

$$[\text{S}] = [\text{S}]_o / (1 + L_s \cdot a / 100), \quad (3)$$

где a – количество шлака в % от массы металла;

$[\text{S}]_o$ и $[\text{S}]$ – 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

$$[\text{S}] = 0,029 / (1 + 250 \cdot 5,279 / 100) = 0,011 \%$$

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

В процессе обработки в АКП-100 газ образуется в основном в результате окисления углерода и потерь при прокаливании шлаковых материалов. При наведении шлака выделится:

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		38

Рассчитаем необходимое количество из извести:

$$6,7/100 \cdot 1 \cdot 0,65 = 0,044 \text{ кг};$$

Рассчитаем необходимое количество из глинозема:

$$0,6/100 \cdot 1 \cdot 0,35 = 0,002 \text{ кг};$$

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

$$0,05 \cdot 30/100 \cdot 28/12 = 0,035 \text{ кг};$$

30 % угара углерода, вносимого ферромарганцем

$$1,363 \cdot 0,5/100 \cdot 0,3 \cdot 28/12 = 0,005 \text{ кг}.$$

Итого образуется газа:

$$0,044 + 0,002 + 0,035 + 0,005 = 0,085 \text{ кг}.$$

Используемый при продувке аргон не учитывается, так как инертный газ с компонентами стали и шлака не взаимодействует. Аргон проходит ванну и без изменения количества из нее уходит.

Найдем выход жидкой стали.

Для составления баланса металла необходимо определить, сколько всего внесено компонентов полупродуктом, ферросплавами с учетом фактического химического состава ферросплавов. При этом требуется учесть, что углерод в графитовом порошке – неметалл и не должен раствориться в жидком металле. Однако он переходит в жидкий металл и после этого является компонентом стали.

Углерод поступает с полупродуктом, ферросплавами и науглероживателем в следующем количестве:

$$0,061 + 0,005 + 0,050 = 0,116 \text{ кг}.$$

Остальные элементы вносятся полупродуктом и ферросплавами с учетом их содержания, но без учета угара. Результаты оформим в виде таблице 16.

Таблица 16 – Баланс металла

Элемент	Поступило, кг*	Перешло в шлак, кг	Перешло в газ, кг	Содержится в металле	
				кг	%
С	0,116	–	0,002	0,114	0,111
Si	0,549	0,083	–	0,466	0,456

Продолжение таблицы 16

Mn	1,300	–	–	1,300	1,274
Cr	0,119	–	–	0,119	0,117
S	0,029	0,018	–	0,011	0,011
P	0,016	–	–	0,016	0,016
Al	0,070	0,020	–	0,050	0,049
Fe	99,936	–	–	99,936	97,965
Итого	102,136	0,121	0,002	102,013	100

*Без учета угара

Невязка составляет:

$$102,136 - (0,121 + 0,002 + 102,013) = 0.$$

Материальный баланс обработки стали в ковше-печи приводится в таблице 17. Невязка 0,243 кг или 0,24 %. От введенных в ковш-печь исходных материалов. Материальный баланс обработки стали в ковше-печи приводится в таблице 17. Невязка 0,243 кг или 0,24 %.[27]

$$(102,013/102,136) \cdot 100 = 99,88 \%$$

Таблица 17 – Материальный баланс плавки

Поступило		Получено	
Материал	Количество, кг	Продукт	Количество, кг
Полупродукт	100,000	Сталь	102,013
Известь	0,650		
Глинозем	0,350	Шлак	1,284
Ферромарганец	1,363		
Ферросилиций	0,656	Газ	0,085
Алюминий	0,07		
Углеродистый порошок	0,05		
Итого	103,138	Итого	103,382

2.2 Тепловой расчет печи

Рассчитаем приход тепла.

Тепло, вносимое электрической энергией, Q_1 .

Расчет проведем на 100 кг шихты. Зададимся расходом электрической энергии, равным 350 кВт·ч/т стали, или 35 кВт·ч на 100 кг. Тогда с учетом электрического КПД $\eta = 0,9$. [23]

Рассчитаем необходимое количество Q_1 :

$$Q_1 = 35 \cdot 3,6 \cdot 0,9 = 113,40 \text{ МДж.}$$

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

$$Q_{\text{гор}} = N_{\text{гор}} \cdot \tau \cdot P_{\text{гор}} \cdot 3,6, \quad (4)$$

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

τ – время работы горелки, ч;

$P_{\text{гор}}$ – мощность горелки, кВт;

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

ДСП-120 на ПАО «АМЗ» оборудована 4 газокислородными горелками по 3,3 МВт каждая. Продолжительность их работы за плавку 10 минут (0,17 часа).

Рассчитаем необходимое количество $Q_{\text{гор}}$:

$$Q_{\text{гор}} = 4 \cdot 0,17 \cdot 3,3 \cdot 10^3 \cdot 3,6 = 8078,4 \text{ МДж.}$$

С учетом емкости печи количество тепла, внесенного горелками, приведенное к 100 кг металлошихты составит:

$$Q_2 = 6,73 \text{ МДж.}$$

Тепло, вносимое в печь шихтовыми материалами, Q_3 .

Расчет энтальпии ведется по формуле:

$$H_k = M_k \cdot c_k \cdot t_k, \quad (5)$$

где H_k – изменение энтальпии соответствующего компонента;

M_k – масса компонента;

c_k – теплоемкость компонента;

t_k – изменение температуры компонента.

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

$$H_{\text{л}} = 100 \cdot 0,538 \cdot 10^{-3} \cdot 400 = 21,52 \text{ МДж.}$$

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		41

Энтальпией остальных компонентов пренебрегаем, т. к. их подается очень мало.

Рассчитаем необходимое количество энтальпии шихты:

$$Q_3 = H = 21,52 \text{ МДж.}$$

Тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций, Q_4 . В процессе ведения плавки происходит окисление имеющихся в шихте компонентов (в первую очередь Si, Mn, C и Fe). Точно учесть количество тепла, выделившееся при их протекании, на практике сложно из-за неоднородности химического состава шихты. Кроме того, при введении в печь избытка кислорода происходит избыточное окисление железа, а при введении малого количества кислорода часть углерода может не окислиться. [20]

Рассчитаем необходимое количество Q_4 :

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

где M_i – масса соответствующего элемента, окислившегося за всю плавку по материальному балансу;

q_i – тепловой эффект реакции его окисления.

В расчете условно принимаем, что все элементы окисляются по реакции $xMe + yO = Me_xO_y$. С учетом материального баланса запишем:

окислится Si до SiO_2 :

$$0,305 \cdot 28,4 = 8,66 \text{ МДж;}$$

окислится Mn до MnO :

$$(0,137 + 0,114) \cdot 6,99 = 1,75 \text{ МДж;}$$

окислится Cr до Cr_2O_3 :

$$(0,007 + 0,006) \cdot 11 = 0,14 \text{ МДж;}$$

окислится Fe до FeO :

$$(0,197 + 0,334) \cdot 4,76 = 2,53 \text{ МДж;}$$

окислится Fe до Fe_2O_3 :

$$(0,197 + 0,059) \cdot 7,36 = 1,89 \text{ МДж;}$$

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		42

окислится С до СО:

$$(0,033 + 0,480) \cdot 11,3 = 5,8 \text{ МДж.}$$

Итого $Q_4 = 20,77 \text{ МДж.}$

В процессе плавки часть графита окисляется до СО, часть – до СО₂, часть попадает в металл, а часть выносится в виде пыли с отходящими газам. При составлении теплового баланса принимают те же допущения, что и при составлении материального баланса (расход электродов 2 кг/т, 2/3 этого количества попадает в металл и учитывается при окислении углерода из расплава, остальное сразу окисляется до СО).

Итого за плавку приход тепла в печь:

$$Q_{\text{п}} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4, \text{ Дж,} \quad (6)$$

$$Q_{\text{п}} = 113,40 + 6,73 + 21,52 + 20,77 = 162,42 \text{ МДж.}$$

Расход тепла.

Тепло, идущее на нагрев, плавление и перегрев до заданной температуры металла, шлака и легирующих добавок, Q_5 .

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

Рассчитаем необходимое количество H_M :

$$H_M = M_M \cdot [c_1 \cdot (t_{\text{пл}} - t_0) + q_M + c_2 \cdot (t_{\text{вып}} + t_{\text{пл}})], \quad (7)$$

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

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

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

t_0 – температура скрапа при завалке;

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

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

q_M – теплота плавления металла.

Теплоемкость компонентов определяется по справочным данным. Средняя теплоемкость определяется следующим образом. Так как лом подогревали до 400 °С, то берется средняя теплоемкость материала в диапазоне от 400 °С до температуры плавления.

Для стали рядовых марок можно принять $q_M = 284$ кДж/кг, $q_{шл} = 58$ кДж/кг, $c_{жидк.ст} = 0,79$ кДж/град, $c_{шл} = 1,05$ кДж/кг. Температура плавления углеродистой стали 1350 °С, образующего шлака – 1550 °С.

Средняя теплоемкость для лома:

Рассчитаем необходимое количество c_1 :

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

тогда рассчитаем необходимое количество $H_{Лом}$:

$$H_{Лом} = 70 \cdot [0,603 \cdot (1350 - 400) + 284 + 0,79 \cdot (1630 - 1350)] = 75,46 \text{ МДж.}$$

Для скрапа рассчитаем необходимое количество c_1 :

$c_1 = (0,683 + 0,540)/2 = 0,612$ кДж/град, тогда рассчитаем необходимое количество $H_{Скр ап}$:

$$H_{Скр ап} = 30 \cdot [0,612 \cdot (1350 - 400) + 284 + 0,79 \cdot (1630 - 1350)] = 30,23 \text{ МДж.}$$

Для сталеплавильного шлака можно принять сумму энтальпий нагрева и плавления $q = 1890$ кДж/кг и записать уравнение:

Рассчитаем необходимое количество $H_{шл}$:

$$H_{шл} = 4,92 \cdot [1890 + 1,05 \cdot (1630 - 1550)] = 9,71 \text{ МДж.}$$

Итого рассчитаем необходимое количество Q_5 :

$$Q_5 = 75,46 + 30,23 + 9,71 = 115,4 \text{ МДж.}$$

Тепло идущее на протекание эндотермических реакций, Q_6 .

Данная статья определяется по материальному балансу плавки и включает в себя потери тепла на разложение карбонатов извести.

Согласно материальному балансу, при прокаливании недообоженной извести выделяется CO_2 .

Рассчитаем необходимое количество CO_2 :

$0,101$ кг (в период плавления) + $0,003$ кг (в окислительный период) = $0,104$ кг CO_2 .

При нормальных условиях это количество газа займет:

$$22,4 \cdot 10^{-3} \cdot 104/44 = 52,95 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3.$$

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		44

На это потребуется:

$$97,27 \cdot 10^{-3} \cdot 7,21 = 0,38 \text{ МДж.}$$

Итого получается Q_6 :

$$Q_6 = 0,38 \text{ МДж.}$$

Потери тепла через футеровку, Q_7 .

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

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

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

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

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

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

F – площадь поверхности теплообмена, м²;

τ – время, ч;

δ – толщина слоя, м.

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

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

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

t_k – температура на внешней поверхности кожуха, К; t_b – температура окружающего воздуха, К.

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45

На действующей печи известны степень черноты кирпичной кладки и кожуха, значения температуры t_k геометрия печи. Для ДСП температура внутренней поверхности кладки $t_{вн}$ для подины принимается равной температуре жидкого металла в ванне. Средняя температура воздуха принимается равной $20\text{ }^\circ\text{C}$. При этом значение α зависит от другой неизвестной – температуры кожуха t_k . Значение же t_k в свою очередь зависит от температуры подины печи, толщины и теплопроводности материала кладки. На теплопроводность материала влияет средняя температура футеровки. Поэтому Q_7 рассчитывают методом последовательных приближений. Для этого в первую очередь задаются температурой кожуха t_k . Так как есть дополнительный слой теплоизоляции t_k равно $100\text{ }^\circ\text{C}$.

Затем определяем среднюю температуру футеровки по следующей формуле:

$$t_{cp} = (t_{вн} - t_k)/2. \quad (8)$$

По справочной литературе для данной t_{cp} находим коэффициент теплопроводности материала λ по рис. 2 определяем значение α , соответствующее данной температуре кожуха. Далее вычисляем значение теплового потока:

$$q_7 = Q_7/F, \quad (9)$$

и сравниваем его величину с приведенным на том же рисунке $q_{окр}$. Определяем среднюю температуру футеровки, зная, что в среднем за плавку температура металла составит $1500\text{ }^\circ\text{C}$, продолжительность плавки – 45 минут, диаметр кожуха $\sim 6,85\text{ м}^2$:

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

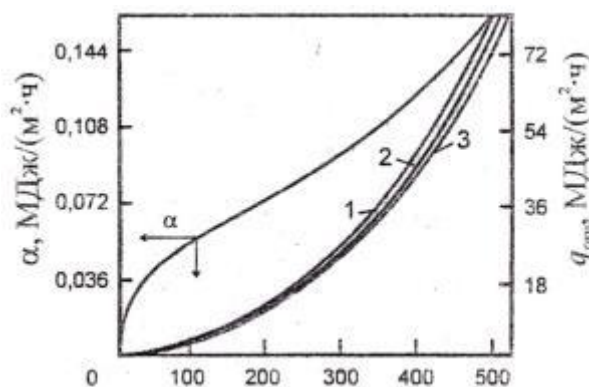


Рисунок 2 – Зависимость коэффициента суммарной теплоотдачи α и удельного теплового потока, теряемого поверхностью печи в окружающую среду при $t_в$:

$10\text{ }^\circ\text{C}$ – 1; $20\text{ }^\circ\text{C}$ – 2; $30\text{ }^\circ\text{C}$ – 3

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

Согласно справочным данным коэффициент теплопроводности магнезиальной футеровки при 700 °С.

Рассчитаем необходимое количество λ при 700 °С:

$$\lambda = 6,28 - 0,0027 \cdot 700 = 4,39 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{°С}).$$

По рис. 2 находим необходимое количество α :

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

Тогда рассчитаем необходимое количество $Q_{\text{кож}}$:

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

Проверяем q :

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

Согласно рис. 3 $q_{\text{окр}}$

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

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

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

С учетом того, что расчет выполняется на 100 кг, рассчитаем необходимое количество Q_7 :

$$Q_7 = 0,02 \text{ МДж}.$$

Потери тепла через водоохлаждаемые панели, Q_8 .

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

Рассчитаем необходимое количество Q_8 :

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		47

$$Q_8 = c_B \cdot V_B \cdot (t_{\text{ВЫХ}} - t_{\text{ВХ}}) \cdot \tau, \quad (10)$$

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-120 на ПАО «АМЗ» показал, что при соблюдении температурного режима расход воды на охлаждение стеновых панелей составляет: ~ 350 м³/ч, и 95 м³/ч на охлаждение сводовых панелей.

Потери тепла на охлаждение стен составят:

$$Q_{\text{СТ}} = 4,2 \cdot 350 \cdot (40 - 20) \cdot 0,75 = 26400 \text{ МДж}$$

на плавку (120 т) или 18,38 МДж на 100 кг.

Потери тепла на охлаждение свода составят:

$$Q_{\text{СВ}} = 4,2 \cdot 95 \cdot (40 - 20) \cdot 0,75 = 5985$$

МДж на плавку (120 т) или 4,98 МДж на 100 кг.

Итого рассчитаем необходимое количество Q_8 :

$$Q_8 = 19,38 + 4,98 = 24,36 \text{ МДж.}$$

Потери тепла излучением через открытые окна и отверстия, Q_9 .

Во время плавки рабочее окно постоянно закрыто, поэтому потерями тепла через рабочее окно можно пренебречь, так как расчет ведется на 100 кг металлошихты.

Потери тепла с отходящими газами, Q_{10} .

Холодный воздух, попадая в печь через неплотности, нагревается и уносится в систему газоочистки, приводя к потерям тепла. Прежде чем попасть в газоочистку, поток горячего воздуха проходит через горячую зону конвейера Consteel и подогревает собой металлошихту. Помимо атмосферного воздуха в газоочистку уносятся газы, образующиеся при продувке расплава кислородом, а также продукты сгорания топлива при использовании дополнительных горелок.

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		48

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

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot g \cdot \Delta p}{\rho_r}}; \quad (11)$$

$$V_1 = 3600 \cdot \omega \cdot F; \quad (12)$$

$$V_0 = 273 \cdot \frac{V_1}{T_{yx}}. \quad (13)$$

где ω – скорость газового потока, м/с;

g – ускорение свободного падения ($9,81 \text{ м/с}^2$);

ρ_r – скоростной напор, Па; ρ_r – плотность уходящих газов, кг/м^3 ;

V_1 – количество газов, уходящих из печи (фактически), $\text{м}^3/\text{ч}$; F – площадь сечения патрубка, м^2 ;

V_0 – количество газов, уходящих из печи (приведенные к температуре 0°C), $\text{м}^3/\text{ч}$;

T_{yx} – температура уходящих газов, К.

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

$$Q_{10} = V_0 \cdot c_{сух} \cdot T_{сух} \cdot \tau, \quad (14)$$

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

В среднем на печи перепад давления между печью и атмосферой составляет 2 Па, плотность отходящих газов – $1,5 \text{ кг/м}^3$, площадь сечения патрубка газоотсоса из печи – 6 м^2 , температура отходящих газов в среднем за плавку – 1200°C . Тогда рассчитаем необходимое количество ω :

$$\omega = 5,1 \text{ м/с};$$

Рассчитаем необходимое количество V_1 :

$$V_1 = 3600 \cdot 5,11 \cdot 4,5 = 82782 \text{ м}^3/\text{ч};$$

Рассчитаем необходимое количество V_0 :

$$V_0 = 273 \cdot 82782/1200 = 18833 \text{ м}^3.$$

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		49

Тогда количество тепла, уносимое газами из печи за плавку,

$$Q_{10} = 18833 \cdot 1430 \cdot 1200 \cdot 0,75 = 24,23 \cdot 10^9 \text{ Дж},$$

или в пересчете на 100 кг 21,8 МДж.

Итого за плавку расход тепла будет равен:

$$Q_p = 115,4 + 0,64 + 0,02 + 23,36 + 0,0 + 20,2 = 159,62 \text{ МДж}.$$

Полученный тепловой баланс плавки стали Д32 в ДСП-120 приведен в таблице 18. Невязка 0,29 %.

Таблица 18 – Тепловой баланс плавки стали в ДСП-120

Поступило тепла, МДж		Расход тепла, МДж	
Электроэнергия	113,40 (69,82 %)	Энтальпия продуктов	115,40 (71,26 %)
Тепло горелок	6,73 (4,14 %)	Тепло химических реакций	0,38 (0,24 %)
Энтальпия шихты	21,52 (13,25 %)	Потери с охлаждающей водой	(24,36) (15,04 %)
Тепло химических реакций	20,77 (12,79 %)	Потери с отходящими газами	(21,80) (13,46 %)
Итого	162,42	Итого	161,94

Вывод по разделу два.

На ПАО «Ашинский металлургический» происходит фиксация расхода электрической энергии специальными приборами учета электроэнергии. Одним из значимым параметром, характеризующим использование электроэнергии, является коэффициент полезного действия, учитывающий потери энергии при подводе ее к рабочему пространству печи на ДСП-120 в ЭСПЦ – $2 \eta = 90 \%$. Расход электроэнергии, с учетом подогрева лома и наличия газокислородных горелок и времени их работы, равен 350 кВт·ч/т. Для пересчета кВт·ч в МДж используется переводной коэффициент 3,6 (1 Вт/ч = 3600 Дж/ч).

После выполнения всех расчетов составляем итоговый материальный баланс плавки, в который заносим все вводимые в печь материалы и все получаемые при этом продукты. Количество материалов суммируем за всю плавку. Поскольку точно определить долю кислорода из атмосферы, пошедшую на окисление элементов нельзя, то считается, что получено значение расхода кислорода суммарное.

3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства

Недопустимы:

- трещины;
- рванины;
- плены;
- раскатанные газовые пузыри;
- раскатанные загрязнения экзогенными металлическими и неметаллическими включениями;
- морщины;
- подрезы;
- закаты;
- пережог металла;

Поверхность слябов ремонтируют методом огневой зачистки. В поперечном сечении на торцах не должно быть крупных экзогенных (инородных) включений, трещин, раковин, усадки, усадочной рыхлости. При наличии дефектов слябы подвергают ремонту, обрезая их до минимально допустимой длины. Недопустимы искажения профиля слябов. Требования к качеству ремонта регламентируют внутриводскими технологическими инструкциями. Контроль поверхности слябов осуществляют визуально. [18]

3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения

Газовые пузыри представляют собой отверстия круглой или овальной формы на поверхности слитков, направленные вглубь в виде капсул. Вызваны выделением газов из жидкого металла в процессе охлаждения и кристаллизации, а также попаданием газов в металл при разливке.

Горячая (кристаллизационная) трещина представляет узкий, слегка извилистый, прерывистый разрыв металла с неровными, сильно окисленными стенками, суживающийся вглубь, расположены перпендикулярно поверхности, образующийся при кристаллизации в поверхностных слоях слитка. Трещины могут быть на углах и на гранях, продольными, поперечными и косорасположенным, что зависит от направления растягивающих напряжений, возникающих в процессе кристаллизации и вызывающих их образование наряду с низкой пластичностью стали, вызванной большим содержанием серы.

Инородные металлические включения представляют собой частицы огнеупорного материала, шлака, утеплительной смеси, попадающие в металл при разливке. Инородные неметаллические включения могут быть разной формы и размеров, они расположены в металле произвольно, чаще всего в виде скоплений.

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		51

Заворот корки представляет поперечное подворачивание окисленной корки металла в тело слитка по всему периметру или его части. Как правило, эти дефекты имеют групповое расположение поперек слитка и могут образовываться по всей высоте слитка или его части параллельно друг другу. В месте расположения заворота корки (в местах подворачивания) нет щелей, разрывов, извилистых и других зигзагообразных трещин, так как подвернувшаяся часть корки плотно прилегает к верхнему слою слитка. Этот дефект наблюдается при всех способах разливки, но более характерен для слитков, полученных сифонной разливной металла с низкой температурой и скоростью.

Подтеки представляют наплывы металла зигзагообразной формы, приварившиеся к телу слитка и расположенные по периметру на разной высоте. Нередко подтеки наблюдаются на тех же слитках, на которых имеются завороты корки, но они расположены выше последних. Возникают вследствие затекания жидкого металла между изложницей и слитком при разрыве зеркала корки отливки в результате повышения скорости разливки.

Сетка разгара представляет невысокие выступы на поверхности слитка, расположенные в виде сетки, которые могут сопровождаться большим количеством газовых пузырей, включениями теплоизолирующих материалов, иногда трещинами поперечной ориентации. Расположение сетки разгара произвольно по периметру и высоте слитка и зависит от расположения и размеров дефектов изложниц, являющихся причиной появления сетки разгара на слитке.

Бугор представляет выпуклость на поверхности слитка, расположенную, как правило, на грани. Размеры участков с буграми бывают различные от нескольких десятков до нескольких сотен миллиметров по длине и ширине. Высота бугров может быть до нескольких десятков миллиметров. Расположение и размеры бугров на поверхности слитка соответствуют местам и размерам раковин на внутренней поверхности стенок изложницы.

3.3 Расслоения

Расслоение рисунок 4 – несплошности (раскатанные или расплющенные пустоты литого металла), ориентированные строго вдоль направления деформации и проявляющиеся в изломе в виде трещин.

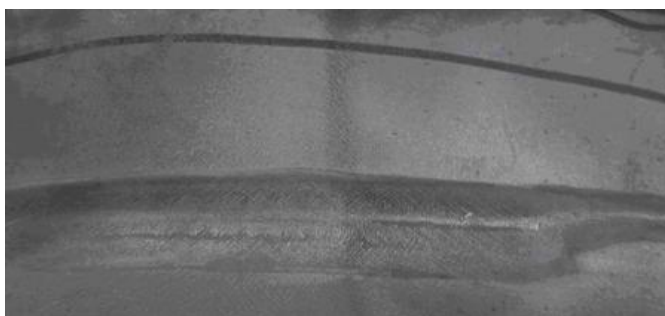


Рисунок 4 – Расслоения

									Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР				52

Расслоения образуются вследствие раскатки при деформации усадочных раковин, рыхлости, газовых пузырей, неметаллических и металлических включений, имевшихся в слитке, которые служат очагами зарождения несплошности в прокате. Дефект преимущественно располагается в центральной части заготовок, обладающих пониженной пластичностью. Металлургические расслоения имеют различную форму, размеры, но глубина их залегания, как правило, одинакова - в срединной части толщины стенки трубы. Причиной дефекта является появление пор в месте кристаллизации при формировании сляба вследствие нарушения технологии при производстве стали. Также к причинам возникновения дефекта можно отнести высокую окисленность металла и его загрязненность различными неметаллическими включениями. Дефект исправлению не подлежит. Как правило, металл отсортировывается во II сорт или в некондицию.

Устранение дефектов:

- Соблюдать технологию производства стали.
- Не допускать повышения уровня окисленности металла.
- Тщательно контролировать мениск металла в кристаллизаторе при смене погружного стакана

Вывод по третьему разделу.

Нарушения технологии производства стали и непрерывной разливки могут приводить к появлению дефектов поверхности на непрерывнолитой заготовке

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		53

4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

Шахтная дуговая печь конструкции фирмы Fuchs Systemtechnik создана на базе обычной дуговой печи переменного тока, объем которой увеличен с помощью, так называемой, шахты, устанавливаемой над сводом печи. Рассмотрим данную печь на рисунке .

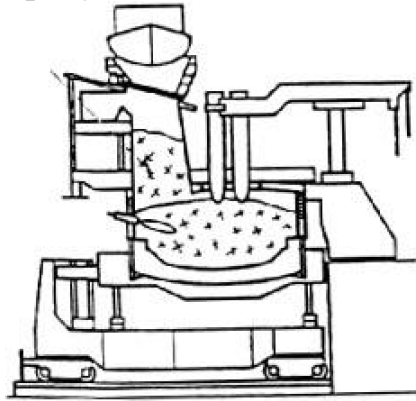


Рисунок 4 - Шахтная дуговая печь

Шахта, через которую загружают в печь 60 % шихты, может отводиться в сторону для загрузки остальной шихты в печь, Сечение шахты $2,4 \times 6$ м позволяет загружать стандартный "европейский" лом в кусках длиной до 1,5 м и массой до 400 кг. Лом подогревается в шахте печи за счет теплоты отходящих газов и с помощью газокислородных горелок мощностью по 4 МВт каждая, встроенных в нижней части шахты.

Крупногабаритные куски, пакеты и стружка не предназначены для подогрева загружаются первой корзиной в ванну печи. Двумя последующими корзинами загружают через шахту смесь среднегабаритного лома и продукции шреддерной установки. После загрузки первой корзины в шахту начинается процесс расплавления шихты в ванне с помощью дуг и топливно-кислородных горелок. Одновременно идет подогрев лома в шахте отходящими газами и горелками. Как только лом в зоне рабочего окна нагреется до необходимой температуры, в работу вводится манипулятор подачи кислорода и угольной пыли. По расплавлению всей шихты, достижении заданной температуры и состава металла начинается операция по выпуску стали. В печи оставляют часть металла и шлака. Продолжительность работы под током 35 – 40 мин., продолжительность подготовительных операций – до 15 мин.

Двухшахтная дуговая печь предназначена для снижения продолжительности подготовительных операций плавки. Две шахтные печи устанавливают зеркально одна с другой. Обе печи обслуживаются одним трансформатором (пока известны лишь печи переменного тока работающие во Франции и Люксембурге), оборудованы 12 горелками (по 6 на каждый корпус) мощностью по 3 МВт каждая, четырьмя манипуляторами, системой управления дугами, системой перемешивания металла аргоном, системой подачи извести и углеродсодержащих материалов. Четыре горелки из шести

										Лист
										54
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР					

расположены в шахте, одна – в рабочем окне и одна – вблизи выпускного отверстия.

В подине установлено пять пористых вставок для продувки ванны азотом. Своды соединены патрубками с трехходовым краном дроссельного типа, позволяющего направлять часть отходящих газов от одной печи в другую.

Основные показатели двухшахтной дуговой печи:

- емкость печи 2×90 или 2×95 тонн,
- мощность трансформатора – 96 (105) МВА
- продолжительность плавки – 62 мин
- удельный расход электроэнергии – 328 – 380 кВт·ч/т
- годовая производительность – 750 тыс. тонн
- назначение – выплавка стали для сортового проката.[27]

Вывод по четвертому разделу.

Корпус, свод и шахта печи оснащены водоохлаждаемыми элементами. Печь оборудована специальными соплами для подачи кислорода с целью дожигания технологических газов, встроенными в стены печи.

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		55

5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

- Реконструкция листопрокатного цеха № 1, 3-4 этап (яма окалины, здание в осях В1-Г1).
 - Организация производства изготовления корпусов для магнитопроводов горячим прессованием из SMC (ВМС) 120x20x10 В ЭСПЦ № 1.
 - Приобретение лазерного маркиратора для магнитопроводов в ЭСПЦ №1.
 - Изготовление системы слива отработанных растворов из ванн электроимпульсной полировки для отправки на утилизацию в КТНП.
 - Освоение технологии выплавки и разливки сталей марок в ЭСПЦ № 2: - С390 по ГОСТ Р 27772-2015; - 25Х, 35ГСНМ, 10Г2С1 по ГОСТ 5520-79; - 09Г2С с нормируемой величиной ударной вязкости (КСV-40).
 - Освоение технологии производства листового проката в ЛПЦ № 1 сталей марок: - С390 по ГОСТ Р 27772-2015; - 25Х, 35ГСНМ, 10Г2С1 по ГОСТ 5520-79; - 09Г2С с нормируемой величиной ударной вязкости (КСV-40).
 - Освоение технологии производства листового проката в ЛПЦ № 2 сталей марок 25Х, 35ГСНМ.
 - Освоение производства холоднокатаной ленты в ЛПЦ № 3 марок: ЭП904, ЭП708, ЭИ100, ЭИ654, 27КХ, 29НК, ВНС-9.
 - Отработка режимов термообработки в печи ПЭМ-МВ ленты из коррозионных жаропрочных сталей в ЛПЦ № 3.
 - Улучшение качества очистки полосы за счет установки щеточно - моечной машины в линию обезжиривания в ЛПЦ № 3.
 - Разработка технологии переработки отходов порошка для повторного переплава в ЭСПЦ № 1
 - в КТНП: - Освоение процесса вакуумирования термосов «через прокол»; - Выпуск новых видов изделий согласно утвержденному графику-перечню; - Внедрение в производство технологии плазменной сварки сосудов термосов;
 - Расширение номенклатуры выпускаемых изделий (импортозамещения) за счет существующего станочного парка и приобретения токарно -винторезного станка в ремонтномеханическом цехе
- В 2018 году планируется продолжить работы по организации контроля загрязняющих веществ в промышленных выбросах и в атмосферном воздухе на границе санитарно - защитной зоны; по организации контроля загрязняющих веществ в сточной воде.

В планах природоохранных мероприятий на перспективу: - установка автоматической системы непрерывного контроля выбросов на источнике выброса № 0518 (дымовая труба от ДСП -120); - проектирование локальных очистных сооружений для очистки сточных вод травильного отделения и

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		56

станции нейтрализации ЛПЩ - 2; Проектирование шумозащитных экранов в районе градирни ЭСПЦ № 2 и с восточной стороны промплощадки. [30]

Вывод по разделу пять.

К внедрению в 2020 г. по цехам планируются следующие основные организационно-технические мероприятия.

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		57

6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

6.1 Общие требования охраны труда

СанПин 2.2.1 распространяются на размещение, проектирование, строительство и эксплуатацию вновь строящихся, реконструируемых и действующих предприятий, зданий и сооружений промышленного назначения. Транспорта, связи, сельского хозяйства, энергетики, опытно - экспериментальных производств, объектов коммунального назначения, спорта, торговли, общественного питания, и др. являющихся источником воздействия на среду обитания и здоровье человека.

СанПин 2.1.1.567 санитарные правила, нормы и гигиенические нормативы, нормативные акты, устанавливающие критерии безопасности и безвредности для человека факторов среды его обитания и требования к обеспечению благоприятных условий его жизнедеятельности.

На участке электродуговой печи ДСП – 120 производится расплавление металл шихты в полупродукт. Куда дальше следует по технологии на агрегат ковш-печь для последующего доведения полупродукта, до нужного химсостава стали (сплава). Основа здания цеха, металлический каркас (металлические колонны, металлические железные конструкции). Стены цеха возведены из кирпича и металлически утеплённого профиля. Кровля крыши из металлических листов. В целях обеспечения безопасности в случаях работы на крыше, по краям установлены парапет ограждения. Здание цеха имеет выезды и въезды для железнодорожного и автомобильного транспорта, движение которого осуществляется через железные ворота.

Крановые галереи ограждены перилами в соответствии с требованиями пожарной безопасности и инструкциям ИОТР 05-002-38-2006, ИОТР 05-002-39-2006, требованиями «Правил безопасности в сталеплавильном производстве», «Общими правилами безопасности для металлургических и коксохимических производств».

По взрывобезопасности, весь цех относится к категории «Г» (к категории «Г» относятся помещения, в которых постоянно находятся или длительно пребывают негорючие вещества и материалы в горячем, раскалённом расплавленном состоянии, процесс обработки которых сопровождается выделением лучистого теплового излучения, искр и пламени, а также горючие газы, жидкости и твёрдые вещества, которые сжигаются или утилизируются в качестве топлива), так как в качестве топлива используется природный газ. По функциональной пожарной безопасности, производственное помещение относится ко 2 классу Ф2. Степень огнестойкости здания (СНиП 21- 01) 1первая.

. [14]

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		58

СНиП 21-01 устанавливает общие требования противопожарной защиты помещений, зданий и других строительных сооружений на всех этапах их создания и эксплуатации, а также пожарно-техническую классификацию зданий, их элементов и частей, помещений, строительных конструкций и материалов.

По степени поражения электрическим током, помещение ДСП-120 относится особо опасным, так как здесь присутствуют токопроводящие полы, возможность одновременного соприкосновения конструкций и оборудования находящийся под напряжением.

6.2 Анализ опасных производственных факторов

– пыль и вредные угарные газы - источником является печь ДСП – 120; Агрегат Ковш-печь-100, МНЛЗ; ковши со сталью, сыпучие добавочные материалы (углеродистые порошки, хромомagneзитовые и многое др.) Пыль – пыль металлической окалины во взвешенном состоянии 2 мг/м^3 . По ГОСТ 12.1.005-88 допустимая норма $4 \div 6 \text{ мг/м}^3$.

– шум – источником шума являются работа печи во время плавки металла, шумотрабoты печи может достигать 110 дБА, а печь типа «Констил» имеет меньший уровень шума – 60 дБА. Допустимый уровень $L_{\text{ра}}=80 \text{ дБА}$. Шум превышает установленную норму. ГОСТ 12.1.003. [5]

– тепловое и магнитное излучение – источником является ДСП – 120; Агрегат Ковш-печь; МНЛЗ; литейные ковши и чаши (с металлом или шлаком).

Допустимое тепловое излучение 140 Вт/м^2 , фактическая 1400 Вт/м^2 и выше. Тепловое излучение превышает установленную норму. В основном большое количества теплового излучения идёт от слябов на агрегате МНЛЗ и агрегата газовой резки слябов.

Во время работы ДСП – 120, возможны следующие опасности:

- работа электродов при высоких напряжения, высоком токе;
- вращающиеся механические части оборудования:
- подвижные транспортные средства (передаточные тележки), грузоподъёмные механизмы (электромостовые краны) и грузозахватные приспособления (чалки, цепи, стропы с крюками, устройство замены электродов);
- высокая температура заготовки (слябов).

Подведя итог анализа, можно сделать вывод, что основными опасными производственными факторами на участке ДСП - 120 являются:

- высокая температура заготовки (сляба), высокая температура выплавляемого металла.
- движущиеся части агрегатов и механических частей оборудования, электромостовые литейные краны.[10]

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		59

6.3 Анализ вредных производственных факторов

Основные вредные производственные факторы :

- повышенный уровень шума и вибрация;
- тепловые и магнитные излучения;
- выделение большое количество угарного газа и вредных газообразных веществ при плавки металла.

Экологические факторы:

- загрязненная вода;
- масла, смазочные материалы;
- окалина;
- ПЫЛЬ.

6.4 Особенности отопления производственного цеха

Системы вентиляционные. Общие требования системы отопления, вентиляции и кондиционирования воздуха должны обеспечивать параметры микроклимата и чистоту воздуха в соответствии с [ГОСТ 12.1.005-76](#) "Воздух рабочей зоны. Общие санитарно-гигиенические требования" и разделом 3 настоящих Правил. В плане организации обогрева промышленные помещения считают достаточно сложными объектами. Прежде всего, это связано с санитарно-гигиеническими нормативами и непосредственно с большими объемами самих помещений. Основная специфика промышленных помещений – их большой объем. Высота потолков в цехах может достигать 10-15 метров, а площадь составлять более 1000 квадратных метров. Важное требование – это достаточный прогрев рабочей зоны на высоте около 1,5-2 метров при обязательном оборудовании вытяжной и приточной вентиляции. При этом система отопления цеха должна работать на минимизацию тепловых потерь, что достигается путем применения передовых технологических решений.

Вывод по шестому разделу.

Предприятие ПАО « АМЗ» спланировано с учётом требования безопасности, установленных для производственных площадок. Разрыв между зданиями соответствует предъявляемым нормам (СН245, СНиП-2). Площадка завода удовлетворяет санитарным требованиям: прямое солнечное облучение, естественное проветривание и имеет относительно ровную поверхность. Предприятие относится к 1 классу по санитарной классификации (СанПин 2.2.1/ 2.1.1.567). Ширина санитарной защитной зоны 2000 м.

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		60

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. АКП-100. Руководство по эксплуатации. ОАО «АМЗ», 2004. 108 с.
2. Воскобойников В.Г., Кудрин В.А. Общая металлургия: учебник для вузов / Воскобойников В.Г., Кудрин В.А, Якушев А.М. – 6-изд., — М.: Металлурги», 2005 — 768 с.
3. Гуцин С.Н., Расчет горения топлива / С.Н. Гуцин, М.Д. Казяев– Екатеринбург: УГТУ-УПИ, 2003. – 48 с.
4. ГОСТ 12.3.002-75. ССБТ. Оборудование производственное. Общие требования к безопасности.
5. ГОСТ 12.1.005-88. ССБТ. Общие санитарно-гигиенические требования к воздуху рабочей зоны.
6. ГОСТ 12.2.094. Система стандартов безопасности труда.
7. ГОСТ 12.1.003-2015. ССБТ. Ультразвук и инфразвук.
8. ГОСТ 12.1.003-2016. ССБТ. Шум. Общие требования безопасности.
9. Еланский Д.Г. Тенденции развития электросталеплавильного производства /Д.Г.Еланский // Электрометаллургия. - 2007. - №5. - С.3-18.
10. Интернет источник – сайт ПАО «АМЗ».
11. Леви Л.И., Основы теории металлургических процессов и технология плавки литейных сплавов / Леви Л.И.,М.Д. Машиностроение, 2013.
12. Мастрюков Б.С. Теория, конструкции и расчеты металлургических печей. Т. Расчеты металлургических печей. - М., «Металлургия», 2008. - 272 с.
13. НПБ 105-2015. Определение категорий помещений и зданий по взрывопожарной и пожарной опасности.
14. Поволоцкий Д.Я. Электрометаллургия стали и сплавов / Д.Я. Поволоцкий, В.Е.Рощин, Н.В.Мальков // Учебник для вузов. - М.: Металлургия, 2007. - 592 с.
15. Парсункин Б.Н. Непрерывное измерение температуры жидкого металла / Б.Н. Парсункин, С.М. Андреев, У.Б. Ахметов // Труды IV всероссийской научно-практической конференции А8'2003. Новокузнецк: СибГНУ. - 2008.-С. 385-388.
16. Попов Ю.П. Охрана труда. Учебное пособие / Ю.П.Попов. - М.: КНОРУС,2009. - 224 с.
17. Рябов А.В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах / А.В.Рябов, И.В.Чуманов, М.В.Шишимиров // Учебное пособие. - М.: Теплотехник, 2007. - 192 с.
18. Свинолобов Н.П., Печи черной металлургии: Учебное пособие для вузов /Свинолобов Н.П., Бровкин В.Л. – Днепропетровск: Пороги, 2004. –154 с.
19. Строганов А.И., Рысс М.А. Производство стали и ферросплавов - М.: Металлургия, 2008.
20. Смит М.К., Основы физики металлов: моногр. / Смит М.К. Государственное научно-техническое издательство литературы по черной и цветной металлургии, 2011. - 456 с.
21. СанПиН 2.2.1/2.1.1.567-96. Санитарно-защитные зоны и санитарная классификация предприятий, сооружений и иных объектов.

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		61

22. СНиП 23-05-95. Естественное и искусственное освещение.
23. СНиП 21-01-2014. Пожарная безопасность зданий и сооружений.
24. СНиП 2.2.4/2.1.8.562-96. Производственный шум и вибрация в производственных помещениях, жилых и общественных зданий.
25. Технологическая инструкция ТИ 123-Э-10-2012 Внепечная обработка стали на агрегате печь-ковш.
26. Технологическая инструкция ТИ123-ЭС-01-2011. Выплавка полупродукта в ДСП «Danielli».
27. Технологическая инструкция ТИ 123-Э-01-2015 Технологическая инструкция ТИ 123-Э-14-2012 Загрузка в Consteel.
28. Технологическая инструкция ТИ 123-Э-15-2013 Разливка на слябовой машине непрерывного литья заготовок.
29. Телегин А.С., Теплотехнические расчеты металлургических печей/ А.С. Телегин «Металлургия», 2000 – 360 с.
30. Ястребцов Г.И., Высшая проба / Ястребцов Г.И. «Металлургия», 2014.

					22.03.02.2020.966.00. ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		62