

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, технологий и строительства

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ

Заведующий кафедрой,

доцент, к.т.н.,

_____ К.М. Виноградов

_____ 2020 г.

Оборудование и технология производства стали марки 14Г2 в условиях пред-
приятия ПАО "Ашинский металлургический завод"

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ- 22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР

Консультант

Расчетная часть

к.т.н., доцент

_____ С.А. Меденков

_____ 2020 г.

Руководитель проекта

к.х.н., доцент

_____ А.В. Мохова

_____ 2020г.

Автор проекта

студент группы ДО – 513

_____ Ю.Г. Никонов

_____ 2020 г.

Нормоконтролер,

преподаватель

_____ О.С. Микерина

_____ 2020 г.

Челябинск 2020

АННОТАЦИЯ

Никонов, Ю. Г. – Оборудование и технология производства стали марки 14Г2 в условиях предприятия ПАО "Ашинский металлургический завод" – Челябинск: ЮУрГУ; 2020, 89 с., 32 табл., 6 ил., библиогр. список 30 наим., 4 чертежа ф. А1, 2 плаката ф. А1

Целью работы является разработка технологии производства стали марки 14Г2, выбор оборудования.

В данной работе описаны: марка стали ее применение и характеристики, выбор оборудования и его описание, а также конструктивные особенности оборудования, огнеупорные материалы, технология выплавки и разлива.

Описаны возможные дефекты конечного продукта, относящиеся к сталеплавильному производству. Более подробно рассмотрен дефект ликвационная неоднородность причины возникновения и способы его предупреждения.

В работе также рассмотрены вопросы охраны и безопасности труда, опасные и вредные производственные факторы. Подробно описаны инструктажи по охране труда, их виды и назначение.

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Да-</i>				
<i>Разраб.</i>	Никонов Ю. Г.				Оборудование и технология производства стали марки 14Г2 в условиях предприятия ПАО "Ашинский металлургический завод"	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Провер.</i>	Мохова А. В.						6	89
	Микерина О. С.							
<i>Н. Контр.</i>								

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	8
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	9
1.1 Описание стали.....	9
1.2 Назначение выплавляемой стали	9
1.3 Технологическая схема производства стали	10
1.4 Выбор оборудования для выплавки	11
1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки.....	29
1.6 Контроль качества продукции	31
2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ	33
2.1 Материальный баланс плавки.....	33
2.2 Тепловой баланс	63
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА	75
3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства	75
3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения.....	75
3.3 Ликвационная неоднородность	76
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ	78
5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА.....	79
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ.....	82
6.1 Общие требования охраны труда	83
6.2 Анализ опасных производственных факторов.....	84
6.3 Анализ вредных производственных факторов.....	86
6.4 Инструктажи по охране труда. Виды и назначение инструктажей.....	88
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	91
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	92

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		7

ВВЕДЕНИЕ

Настоящий период развития черной металлургии характеризуется коренным изменением масштабов производства качественных и высококачественных марок стали, а также их доли в общем объеме производства металла. Наблюдаемое во всем мире развитие машиностроения и других металлопотребляющих отраслей обеспечивается мероприятиями, проводимыми металлургами с целью повышения степени чистоты стали (главным образом, за счет внепечной обработки) и выхода годного (в основном, в результате перехода на непрерывную разливку металла). Около 15 – 20 лет назад требования новых отраслей техники к качеству стали многих марок резко возросли и продолжают возрастать. Это привело к тому, что масштабы производства стали и сплавов, содержащих ничтожно малое количество газов, неметаллических включений и других нежелательных примесей, заметно увеличились.

ПАО «Ашинский металлургический завод» в настоящее время является безусловным лидером среди малых заводов чёрной металлургии Южного Урала по темпам развития, перевооружения производства, внедрения новейших технологий и последних образцов техники, организации научных исследований в области производства чёрных металлов.

В настоящее время на Ашинском металлургическом заводе (АМЗ) сталеплавильное производство представлено электросталеплавильным комплексом, работающем в составе дуговой сталеплавильной печи емкостью 120 т и агрегатом ковш-печь.

Разливка ведется на машине непрерывного литья заготовок (МНЛЗ).

Для внепечной обработки стали сооружено отделение внепечной обработки стали, в котором размещен агрегат «ковш-печь», введенный в действие в 2003 г.

Сооружение нового электросталеплавильного цеха с объектами комплекса осуществили без потери производства в существующих цехах.

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

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						8
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Описание стали

Химический состав стали 14Г2 определяется ГОСТ 19281-2014 и указан в таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Химический состав стали 14Г2, согласно ГОСТ 19281-2014
В процентах

Химический элемент	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
Содержание	0,12 – 0,18	0,17 – 0,37	1,2 – 1,6	≤ 0,035	≤ 0,030	≤ 0,30	≤ 0,30	≤ 0,30

В таблице 1.2 представлены механические свойства стали 14Г2.

Таблица 1.2 – Механические свойства стали 14Г2

Сортамент	σ_b , МПа	σ_T , МПа	λ_5 , %
лист, класс прочности 390, ГОСТ 19281-2014, до 50 мм	510	390	19
лист, ГОСТ 19282-73, от пяти до девяти мм	470	340	21

В таблице 1.3 представлена температура критических точек стали 14Г2

Таблица 1.3 – Температура критических точек стали 14Г2

В градусах Цельсия	
Ac1	Ac3
709	825

Технологические свойства стали 14Г2 – ограниченно свариваемая.

1.2 Назначение выплавляемой стали

Данная марка стали относится к низколегированным качественным марганцовистым конструкционным материалам, используемым для сварных конструкций. В основном, применяется для изготовления крупных листовых конструкций, работающих до температур – 70 °С.

Сталь 14Г2 поставляется в виде:

- сортового и фасонного проката: ГОСТ 19281-2014, ГОСТ 2590-2006, ГОСТ 2591-2006, ГОСТ 8239-89, ГОСТ 8240-97;
- толстого листа: 19282-73, ГОСТ 19903-74;
- полосы: ГОСТ 82-70, ГОСТ 103-2006;
- тонкого листа: ГОСТ 17066-94, ГОСТ 19904-90.

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		9

Заменителем данного материала выступает сталь марки 15ХСНД.

1.3 Технологическая схема производства стали

На рисунке 1.1 представлена технологическая схема производства стали 14Г2.

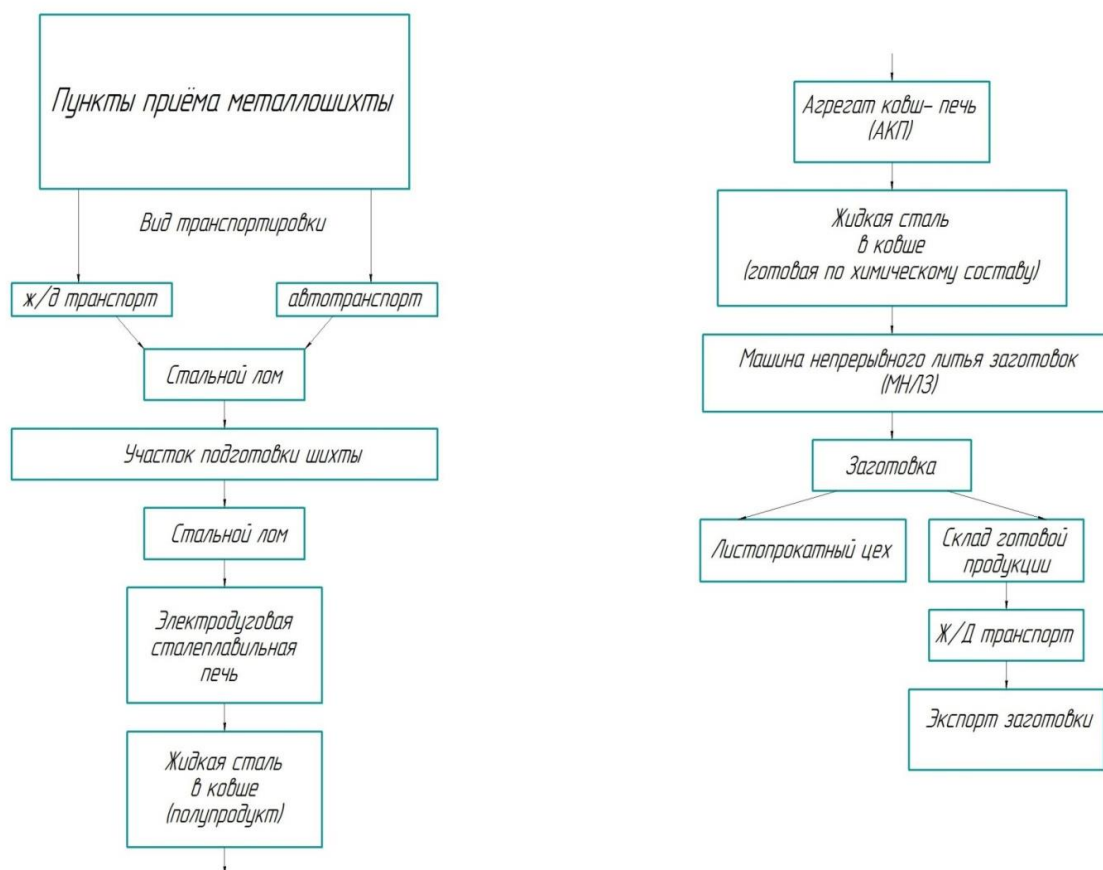


Рисунок 1.1 – Технологическая схема производства стали 14Г2

Технологическая схема выплавки выглядит следующим образом. Из пунктов приемки стального лома металлошихта железнодорожным и автомобильным транспортом доставляется на участок подготовки шихты, где она сортируется и подготавливается согласно ГОСТ 2787-75. После этого лом загружается в дуговую сталеплавильную печь для получения полупродукта. Затем жидкий полупродукт отправляется на агрегат печь-ковш для внепечной обработки, после АКП жидкая сталь отправляется на машину непрерывного литья заготовок. После получения заготовка отправляется в листопрокатный цех или на склад готовой продукции в ожидании потребителя. В данной технологической схеме отсутствует применение технологии вакуумирования стали, так как это экономически не выгодно. Содержание газов (азота и водорода) строго не регламентируются, поэтому вакуумирование нецелесообразно. Вакуумирование приведет к повышению затрат

на производство стали марки 14Г2 и, как следствие, снижению получаемой прибыли.

1.4 Выбор оборудования для выплавки

Дуговая сталеплавильная печь.

Для выплавки полупродукта на ПАО "Ашинский металлургический завод" используется дуговая печь с загрузкой шихты по принципу Constell, в ней используется принцип предварительного подогрева лома отходящими газами. У этой печи подача лома в печь через отверстие в боковой стене осуществляется конвейером. Конвейер размещается в газоплотном туннеле, по которому отводятся газы из печи, куски лома движутся навстречу отходящим газам, что является наиболее оптимальным с точки зрения теплопередачи. Куски лома падают в расплавленную ванну, это обеспечивает интенсивный подвод тепла к твердой фазе и быстрое расплавление кусков лома. Одним из главных условий для надежной и эффективной работы системы Consteel является использование в качестве металлошихты фрагментированного лома.

На рисунке 1.2 показан общий вид такой печи.

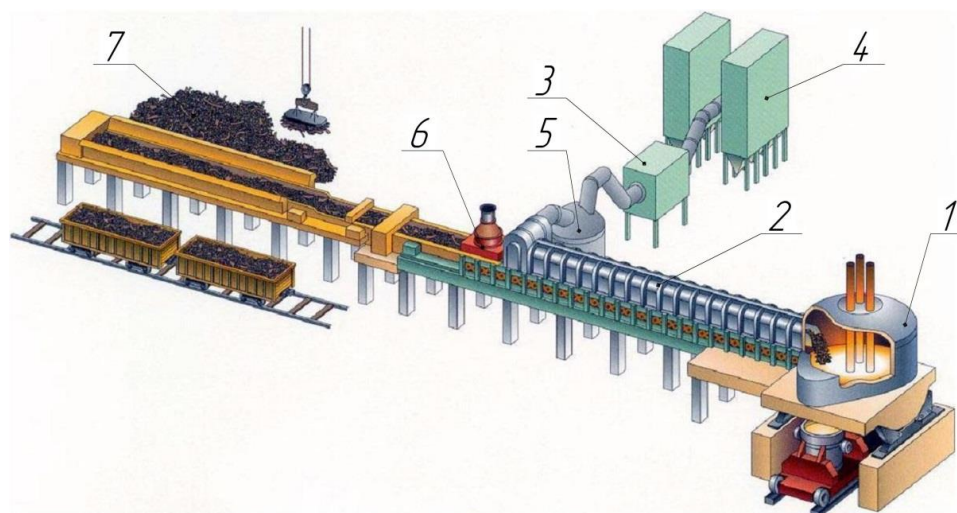


Рисунок 1.2 – Общая схема ДСП с установкой «Consteel»:

1 – электродуговая печь; 2 – зона нагрева шихты печными газами; 3 – камера охлаждения отходящих газов; 4 – мешочные фильтры; 5 – камера дожигания отходящих газов; 6 – динамические уплотнители; 7 – зона загрузки

Конвейер Consteel выполнен из подвижной металлической конструкции желобчатого типа и предназначен для осуществления предварительного нагрева и непрерывной загрузки ДСП-120 металлошихтой. Поступление металлошихты в ДСП-120 по конвейеру осуществляется за счет возвратно-поступательного движения секций (зон) конвейера. Конвейер Consteel состоит из трех секций (зон): две секции (зоны) – загрузочные длиной 30,6 м, одна секция (зона) – предвари-

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		11

тельного подогрева длиной 38,415 м. Глубина конвейера 1,0 метра, ширина в нижней части 2,0 метра. Секция (зона) предварительного подогрева металлошихты укрыта двумя водоохлаждаемыми и тремя футерованными длиной 5,065 метра колпаками, образующих туннель, через который проходят отходящие газы и засасываются системой отходящих газов. Предварительный подогрев металлошихты производится за счет теплообмена между металлошихтой и разогретыми отходящими печными газами движущимися в противоположном направлении. Секция (зона) предварительного подогрева металлошихты соединена с ДСП-120 с помощью соединительной телеги длиной 5,5 метров, шириной в нижней части 2,060 метра и глубиной 0,79 метра. Соединительная телега оборудована системой перемещения вперед/назад относительно печи таким образом, соединяя загрузочный/подогревательный конвейеры с печью. Для загрузки металлошихты в кожуше печи со стороны конвейера Consteel выполнен специальный портал, через который соединительная телега входит в рабочее пространство печи на уровне откоса. Металлошихта сваливается с носка соединительной телеги и поступает в жидкую ванну «болота» на подине печи.

Основной способ выплавки полупродукта стали – с использованием «болота». Продолжительность работы на «болоте» определяется по состоянию футеровки. Сталь в дуговой печи выплавляется по двум вариантам:

- с завалкой металлошихты на "болото" (40-60 т металла предыдущей плавки);
- с завалкой металлошихты на "сухую" подину, очищенную от остатков шлака и металла от предыдущей плавки.

Плавки на "сухую" подину (без оставления металла и шлака) проводятся:

- после холодного ремонта подины печи;
- после горячего ремонта подины печи;
- после выполнения серии плавов с применением легированных отходов, если в жидком металле содержатся элементы, которые являются нежелательной примесью при выплавке последующих марок стали;
- при превышении температуры подины в одной из контролируемых точек более чем 350 °С после «горячего» ремонта.

Печь состоит из кожуха, который выполнен из листа толщиной 30 мм. На печи днище выполнено в виде сферы. По периметру сферическая оболочка днища обрамлена тороидальным кольцом, переходящим в цилиндрическую часть. На верхней части днища на уровне откоса, размещен фланец. В цилиндрической части днища делаются вырезы под раму рабочего окна и постель сливного носка. Так как печь оснащена эркерным выпуском к цилиндрической части приварен эркерный выступ.

Кожух имеет каркасную конструкцию из водоохлаждаемых стеновых панелей. В этой конструкции равномерно по периметру расположенные стойки скрепляют кольцевые жесткости, верхние из которых используются в качестве подводящего и отводящего воду коллекторов. Стойки и кольцевые жесткости выполнены из

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						12
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

труб [2]. Панели располагают между стойками и таким образом с внешней стороны панелей имеется доступ для их осмотра.

Футеровка подины печи состоит из откосов и стен. В течение длительного времени огнеупорная футеровка подины непосредственно контактирует с расплавленными металлом и шлаком. После выпуска плавки и при загрузке холодной шихты происходит резкое охлаждение подины. При загрузке шихты корзиной подина в целом испытывает механический удар, а поверхностный слой подины повреждается врезающимися кусками скрапа. В период плавления при неудачно составленной завалке, когда под электродами оказывается легковесная шихта, электроды могут опуститься до подины прежде, чем на ней образуется достаточный слой жидкого металла. Горящие при тонком слое металла дуги перегревают и вымывают материал подины, образуя ямы.

В период плавления при неудачно составленной завалке, когда под электродами оказывается легковесная шихта, электроды могут опуститься до подины прежде, чем на ней образуется достаточный слой жидкого металла. Горящие при тонком слое металла дуги перегревают и вымывают материал подины, образуя ямы. Во время плавления и в окислительный период футеровка подины насыщается закисью железа. В восстановительный период окислы железа переходят в обратном направлении – из футеровки подины и откосов в металл и шлак.

При сливе и после слива металла футеровка подины непосредственно контактирует со шлаком и насыщается им. В значительно большей степени, чем подина, воздействию шлаков при высоких температурах подвержена футеровка откосов, поэтому откосы являются наиболее слабым участком футеровки электропечей. Футеровка подины и откосов не только подвержена влиянию указанных выше факторов, но и сама влияет на ход процесса в сталеплавильной ванне. Попадающая в шлак окись магния снижает жидкотекучесть шлака, уменьшает его химическую активность. В связи с этим не только увеличивается расход огнеупорных материалов, но и требуется больше времени на рафинирование металла, повышается расход шлакообразующих на нейтрализацию вредного влияния MgO, увеличивается расход электроэнергии.

Исходя из назначения и условий работы футеровки подины и откосов, к ней можно предъявить ряд требований. Рабочий слой подины, непосредственно контактирующий с металлом и шлаком, должен обладать высокой огнеупорностью, термостойкостью, противостоять химическому и механическому воздействию металла и шлака. Подина в целом должна быть достаточно механически прочной, чтобы воспринимать механические удары при загрузке шихты, и обладать большим тепловым сопротивлением.

Температурные условия работы внутренней поверхности стен особенно тяжелы, так как в отдельные периоды плавки температура некоторых участков стен может превысить огнеупорность материала, а при открывании рабочего пространства и загрузке шихты стены быстро охлаждаются. Скорость изменения температуры внутренней поверхности стен может достигать, как уже

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		13

отмечалось, 1000 °С/ч, что создает значительные термические напряжения в футеровке. В связи с этим внутренний слой футеровки должен быть выполнен так, чтобы ему были свойственны высокая огнеупорность и термостойкость, низкий коэффициент теплового расширения и высокий коэффициент температуропроводности, а для получения большого теплового сопротивления футеровка стен печи должна быть хорошо теплоизолированной с внешней стороны. В особо тяжелых температурных условиях работает нижний пояс футеровки стен шириной 300 – 400 мм, находящийся под прямым излучением дуг переменного тока и воспринимающий нагрузку от верхних слоев кладки стен. Поэтому нижнюю часть стен следует выполнять из особо огнеупорных материалов, или в крайнем случае, делать ее достаточно большой толщины.

Свод является наименее долговечной частью футеровки дуговых печей. Как и футеровка стен, свод испытывает значительные температурные колебания. По ходу плавки свод может прямо воспринимать излучение выдуваемых из-под электродов дуг, а также поглощать отражаемое шлаком и футеровкой печи излучение. В результате температура свода, особенно его центральной части, может превысить огнеупорность материала, и свод может подплавляться. Особенно часто подплавление свода происходит при работе с очень жидкими шлаками, обладающими большой отражательной способностью. При открывании рабочего пространства и отвороте сводового кольца его излучение воспринимается холодными элементами конструкции печи, и свод быстро остывает.

Это вызывает появление больших термических напряжений, приводящих к скалыванию свода. Свод постоянно испытывает сжимающую нагрузку от распора, что снижает температуру начала его деформации. Выбивающиеся из печи раскаленные газы содержат много пыли, которая оседает на своде и при высокой температуре может вызвать его химическое разрушение. Исходя из особенностей службы огнеупоров в сводах дуговых печей, к ним можно предъявить ряд особых требований. Эти огнеупоры должны характеризоваться высокой огнеупорностью, термостойкостью, химической стойкостью по отношению к плавильной пыли, большим тепловым и электрическим сопротивлением. Последнее вытекает из того, что при недостаточном электрическом сопротивлении материала свода электрическая цепь между фазами может частично замкнуться по своду. Это может привести к возникновению электрических дуг между сводом и водоохлаждаемыми элементами уплотнений электродов в своде, прогоранию водяной рубашки и попаданию в печь воды.

Итак для футеровки электропечи используют периклазовые, в том числе из плавленного сырья огнеупоры, обладающие достаточно высокой огнеупорностью и термостойкостью.

В частности, ванна электропечи имеет комбинированную футеровку из периклазовых и периклазоуглеродистых кирпичей и периклазовой набивной массы, выпускное отверстие электропечи – специальные периклазовые

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						14
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

огнеупоры, а огнеупорная часть свода электропечи выполняется из муллитовых (высокоглиноземистых) огнеупоров.

Дуговая печь оснащена механизмом открывания (закрывания) отверстия для выпуска металла. В конструкции пластина из листа круглой формы, приводимая в движение через систему рычагов гидроцилиндром, перекрывает канал нижней концевой втулки выпускного отверстия. Гидроцилиндр расположен вне зоны интенсивного излучения на боковой поверхности эркерной части печи. Между пластиной и нижней втулкой оставляют зазор 2...5 мм, который уплотняется шнуровым асбестом. После этого отверстие донного (эркерного) выпуска заполняется стартовой смесью из дунитового порошка.

Для открытия отверстия донного выпуска, когда сталеразливочный ковш устанавливается под печью в положении приема металла, включается гидроцилиндр и запорная пластина отводится в сторону, порошок высыпается, при выпуске электропечь наклоняется в сторону выпуска и струя металла поступает в ковш. После наполнения ковша до необходимого уровня печь наклоняется в сторону рабочего окна, выпуск металла прекращается. При этом в печи остается жидкий остаток металла, так называемое «болото» (обычно 10...15 % от всей массы плавки) и шлак. Ковш с металлом выезжает из-под печи и дальше подается на внепечную обработку. Под печь выдвигается площадка с подручным сталевара, который очищает выпускное отверстие, убирает настывшие на концевой втулке и подает сигнал к закрытию отверстия. Запорная пластина перекрывает выпускное отверстие, уплотняется зазор между запорной пластиной и концевой втулкой, выпускное отверстие заполняется дунитовым порошком и печь готова к следующей плавке.

Вторичный токоподвод (короткая сеть) дуговой печи состоит из шинного моста (от выводов низкого напряжения трансформатора до неподвижных башмаков, включая компенсаторы), участка гибких кабелей, токоподвода (трубошины или плакированные медью листы рукава) электрододержателей от подвижных башмаков до головок электрододержателей и электродов.

Гибкая часть вторичного токоподвода выполнена из водоохлаждаемых кабелей сечением 2000 мм². Число кабелей на фазу отвечает условиям обеспечения плотности тока от 6 до 12 А/мм². Длина кабелей выбрана исходя из необходимости обеспечения нужного хода электрододержателей, наклона печи и отворота свода. Из всех этих движений элементов печи обычно отворот свода требует наибольшей длины кабелей.[6].

Стойки электрододержателей служат для закрепления электрододержателей и для их перемещения. С учетом значительных нагрузок, вызываемых большой массой электрододержателя и электрода, а также значительным ходом электрододержателей важное значение для надежной работы ДСП имеет жесткость стойки, определяемая моментом сопротивления стойки, которая зависит от конструктивного исполнения сечения стойки. На стойку электрододержателя кроме того воздействуют динамические усилия, возникающие при взаимодействии токов разных фаз и воздействии дуги.[7]

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		15

Шахта служит опорной конструкцией для стоек электрододержателей и гидроплунжеров. Она представляет собой коробчатую металлоконструкцию с тремя проемами для размещения стоек. На двух уровнях шахты по высоте в каждом проеме размещаются блоки опорных роликов. К шахте примыкают колонны портала и траверса, связанные с механизмом подъема и поворота свода.

Важное значение для обеспечения жесткости системы электрододержателей имеет конструкция направляющих роликов. На электропечи с каждой стороны стойки устанавливается по два ролика. Ролики устанавливаются в корпусе с возможностью регулирования его положения относительно опорной поверхности стойки. Каждая стойка электрододержателя охватывается 16 роликами (по восемь на каждом уровне). Для уменьшения усилий, действующих на ролики, рекомендуется максимально разводить блоки роликов по высоте.

Так как на печи, шлак удаляется без чаши, часть пространства между «быками» (примерно 1/3 длины) в передней части печи перегораживается поперечной стенкой, а стенки фундамента обрамляются стальными плитами или водоохлаждаемыми панелями. Уборка шлака в образованном перегородкой и «быками» фундамента пространстве производится автопогрузчиком на гусеничном ходу.

Используются следующие средства интенсификации плавки: 1) газообразный кислород; 2) применение ГКГ (газокислородных горелок); 3) инжектирование углеродсодержащих материалов в ванну печи.

Кислород на ДСП используется для окисления элементов шихты (С, Мп, Si, Р и др.) и доведения их концентраций до заданных значений, для окисления железа и углеродсодержащих материалов с целью получения дополнительного (альтернативного) прихода тепла, для окисления углерода, вводимого в ванну в виде кускового или порошкового кокса, для образования пенистого шлака и обеспечения работы газокислородных горелок.

Кислород подают при помощи кислородных модулей. Во время данного этапа процесса плавления интенсивность подачи лома и других железосодержащих материалов, извести определяется сталеваром для получения температуры ванны примерно 1560 °С. После отработки 20 – 25 МВт/ч производят отбор пробы металла для определения массовых долей углерода, марганца, фосфора, серы, хрома, никеля и меди, пробы шлака для определения массовых долей СаО, SiO₂, FeO, MnO, MgO и измерение температуры металла. Пробы шлака отбирают намораживанием на кислородную трубку. Основность шлака (СаО/SiO₂) , должна составлять 1,7 – 2,5. Пробу металла отбирают с помощью специального пробоотборника. Если проба металла из-за неудовлетворительного качества (проба в раковинах) бракуется, то производят повторный ее отбор. Результаты химического анализа пробы металла и шлака фиксируются в паспорте плавки сталеваром. Контроль массовой доли углерода в металле производят по результатам химического анализа пробы металла. Для защиты футеровки печи от теплового излучения электрических дуг и увеличения объёма полезной мощности трансформатора, а также предотвращения насыщения стали азотом, на протяжении всей плавки запрещается допускать оголение дуг. Шлак

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		16

должен находиться во вспененном состоянии, для чего в процессе шлакообразования в печь сверху присаживают сначала коксовую мелочь массой от 300 до 600 кг (при наличии нерасплавленной шихты в районе инжекторов для УСМ) с последующим вдуванием углеродсодержащего материала от 800 до 1200 кг. При неисправной установке для вдувания УСМ разрешается в печь вводить через свод коксовую мелочь массой от 800 до 1000 кг порциями массой от 20 до 60 кг. Допускается вдувание УСМ проводить через три устройства. В процессе продувки кислородом вспененный шлак удаляют из печи самотёком, не допуская схода металла и оголения дуг. Основность шлака в печи должна быть от 1,8 до 2,2. Известь вводят в печь равномерно в процессе окисления и нагрева металла порциями по 200 – 300 кг. Для предотвращения повышенного износа футеровки печи массовая доля оксида магния (MgO) в шлаке должна быть от 5,0 до 9,0 %, для чего в печь после спуска шлака вводят доломит массой 700 – 800 кг порциями по 200 – 300 кг. Содержание оксида магния (MgO) в шлаке корректируется в зависимости от основности шлака и содержания в нем FeO. Продолжительность от последнего измерения температуры до начала выпуска плавки должна быть не более 3 минут. Температура металла перед выпуском плавки должна быть не менее 1620 °С. В процессе наведения рафинировочного шлака отбирают 2 – 3 пробы шлака. Последнюю пробу шлака отбирают перед выпуском, намораживанием на кислородную трубку. В пробе не должно быть посторонних примесей. При отправке пробы по пневмопочте сообщают лаборанту номер плавки и номер пробы.

Исходя из выше перечисленного, ниже приводятся общие характеристики выбранного агрегата в таблице 1.4.

Таблица 1.4 – Характеристики дуговой электросталеплавильной печи (ДСП-120)

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

Агрегат ковш-печь.

Обычно агрегат ковш-печь включает в себя следующие элементы:

- ковш с пористой пробкой в днище для вдувания аргона с целью перемешивания металла и ускорения реакций между металлом и шлаком;
- водоохлаждаемую крышку для создания неокислительной атмосферы с отверстиями для ввода зондов, сыпучих материалов, продувочных фурм и др.;
- механизм вертикального перемещения крышки;
- систему электродугового нагрева металла, включающую электрододержатели с электродами, механизмы перемещения электродов, печной трансформатор или выпрямитель и короткую электрическую цепь;
- систему хранения, транспортировки и подачи кусковых материалов;
- устройство для введения в расплав датчиков для контроля параметров;
- систему автоматизации и пульт управления;
- систему газоудаления.

На рисунке 1.3 показан агрегат ковш-печь.

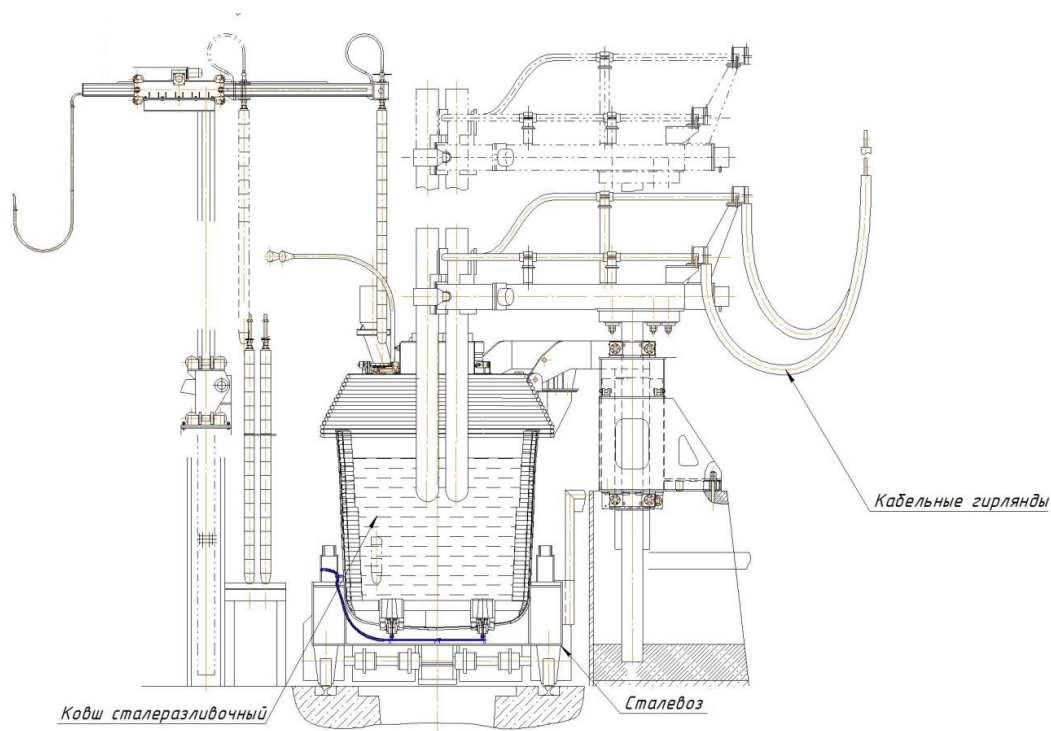


Рисунок 1.3 – Агрегат ковш-печь

Агрегат ковш-печь оснащен дополнительной верхней фурмой, предназначенной для вдувания аргона и завершения процесса в случае отказа пористой пробки. В агрегате присутствует также оборудование для дозирования и механизированной подачи шлакообразующих и ферросплавов, контроля параметров металла и шлака, подачи алюминиевой и порошковой проволоки, включая разматыватели, трайб-аппараты и направляющие проводки.

Перемещение ковша со сталью в позицию обработки осуществляется сталевозом; в последнем случае крышка ковша с находящимся на ней

оборудованием выполняется подвижной в горизонтальном направлении, т.е. устанавливается на тележке или на поворотном кронштейне.

Управление агрегатом, как правило, осуществляется двухуровневой автоматизированной системой управления и контроля.

Система электродугового нагрева металла включает источник питания, вторичный токоподвод, три электрододержателя с зажимными приспособлениями и механизмами их перемещения, графитированные электроды и гидравлическую систему регулирования положения электродов. Положение электродов и интенсивность дуги регулируются автоматически путем изменения силы тока и величины напряжения посредством гидравлических регуляторов. Эти элементы аналогичны подобным узлам дуговых сталеплавильных печей. Для уменьшения массы электрододержателей в агрегате их выполнили из алюминиевых сплавов, что позволяет уменьшить мощность привода перемещения электрода. Для ковша вместимостью 120 т диаметр электродов используется 400 мм.

Более высокие требования, по сравнению с дуговыми печами, предъявляют к степени несимметрии выделения мощности, так как неравномерные тепловые нагрузки приводят к преждевременному износу футеровки ковша. Применяют дуговой нагрев «затопленной» дугой. Это позволяет обеспечить более эффективный нагрев и предохранить огнеупорную футеровку от излучения дуги. Кроме того, графитовый электрод реагирует с окислами шлака и способствует ускорению реакций металла со шлаком.

Значительное влияние на эксплуатационные свойства агрегата оказывает конструкция футеровки рабочей поверхности крышки и ковша, а также применяемые огнеупорные материалы. Их выбор зависит от сортамента обрабатываемой стали, продолжительности обработки и интервала подачи ковшей на обработку, состава шлака и интенсивности излучения от дуги.

Наиболее изнашиваемым участком футеровки сталеплавильного ковша, входящего в состав агрегата «ковш-печь», является шлаковый пояс. С целью повышения его стойкости рабочий слой футеровки выполняют из магнезитохромитового или периклазоуглеродистого кирпича, а толщину увеличена до 200 мм. Футеровку остальной части ковша выполнена также из периклазоуглеродистого кирпича толщиной 180 мм и с отличным от кирпича шлакового пояса соотношением MgO и углерода в своем химическом составе.

На агрегате печь-ковш используется продувка инертными газами.

Под продувкой инертными газами подразумевается продувка аргоном, в случае возникновения проблем с аргоном (перебой в работе кислородной станции), иногда с аналогичными целями используется продувка не совсем инертным азотом. Продувку стали в сталеразливочном ковше аргоном проводят:

- для выравнивания, установления точных значений и корректировки температуры металла;
- для ускорения расплавления и равномерного распределения в объеме ковша легирующих и раскислителей;

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		19

- для выравнивания и точной корректировки химического состава стали;
- для более полного удаления из стали кислорода, неметаллических включений и повышения степени чистоты стали;
- для некоторого уменьшения концентрации водорода и азота в металле.

В зависимости от решаемых задач при использовании инертного газа выбирают тип и конструкцию продувочного устройства, режим продувки и величину расхода инертного газа.

Для перемешивания стали, выравнивания и корректировки температуры и состава металла в объеме ковша, а также для ускорения расплавления и равномерного распределения легирующих и раскислителей не требуются большой расход газа, длительная продувка и сложные устройства для введения инертного газа в расплав. В нашем случае используется продувка через пористую пробку в днище ковша. В таком случае обеспечивается более равномерное распределение пузырьков аргона в объеме металла и имеется возможность регулировать размеры пузырьков, что особенно важно при решении сложнейших задач: уменьшения содержания кислорода, водорода, азота и неметаллических включений в обрабатываемой стали.

Инертным газом продувают в ковше раскисленный (в результате присадки в ковш сильных раскислителей) металл, снижение общего содержания кислорода в стали получается прежде всего за счет лучшего удаления из нее неметаллических продуктов раскисления, хотя не следует исключать и возможность более полного протекания реакций раскисления при интенсивном перемешивании расплава.

Неметаллические продукты раскисления (оксидные включения), а также прочные нитридные включения при продувке стали в ковше инертным газом быстрее удаляются из металла в основном за счет ускорения доставки их на поверхность раздела металл-ассимилирующая фаза (шлак), существенного увеличения этой поверхности в результате перемешивания и флотации включений всплывающими на поверхность расплава пузырьками инертного газа. Поэтому для лучшего рафинирования стали от кислорода и неметаллических включений обеспечивается получение при продувке большого количества возможно более мелких пузырьков аргона и как можно равномернее распределить их в объеме ковша, т. е. ведут продувку с небольшой интенсивностью через две пористые пробки в днище ковша. Для глубокого рафинирования стали от кислорода и неметаллических включений приходится увеличивать расход инертного газа (до 0,5...0,6 м³/т) и длительность обработки металла. При продувке аргоном лучше всего удаляются из стали включения глинозема (Al₂O₃) и сложные включения с высоким содержанием Al₂O₃, т. е. продукты раскисления металла алюминием. Следует отметить, что обязательным условием эффективного рафинирования стали от кислорода и неметаллических включений является наличие на поверхности металла в ковше покровного шлака с необходимыми физико-химическими свойствами: низким содержанием оксидов железа, небольшой вязкостью, основностью не ниже 2,0. Применяют

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						20
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

шлаки системы $\text{CaO}-\text{CaF}_2-\text{SiO}_2$ или $\text{CaO}-\text{Al}_2\text{O}_3$ (реже), что обеспечивает также дополнительное рафинирование металла от серы. Для уменьшения потерь тепла и вероятности окисления шлака кислородом атмосферы ковша накрывают теплоизолирующей смесью или специальной крышкой. При продувке аргоном в ковше нераскисленного металла возможно протекание углеродного раскисления стали, так как парциальное давление CO в пузырьках аргона равно нулю и при контакте с ними расплава равновесие реакции окисления углерода смещается в сторону образования CO . Но эффективность такого раскисления при продувке инертным газом ниже, чем при обработке вакуумом и особенно при продувке металла аргоном в вакууме. Поэтому продувка аргоном в ковше нераскисленного металла применяется крайне редко, так как это может отрицательно сказаться на стойкости футеровки сталеразливочного ковша.

Дегазация металла при продувке его в ковше аргоном возможна главным образом за счет перехода газов из раствора (десорбции) в готовые газовые пузырьки аргона, где первоначально $p_{\text{H}_2} = 0$ или $p_{\text{N}_2} = 0$, и всплывания вместе с ними из металла. Для этого необходимо в процессе длительной продувки получить мелкие пузырьки аргона и равномерно рассредоточить их в объеме металла, т. е. осуществлять длительную обработку с малой интенсивностью продувки (при расходе аргона до 2 м^3 на 1 т стали). Но и в таком случае не удастся понизить содержание водорода до порога флокеночувствительности ($0,0002 \%$), обычно содержание водорода в стали даже после длительной продувки аргоном не опускается ниже $0,0003 \%$. Содержание азота, скорость перемещения которого в металле намного меньше, чем у водорода, при обычной по длительности кратковременной продувке металла аргоном почти не снижается.

Также на агрегате производится обработка стали порошковыми проволоками. Модифицирование металла кальцием производится вводом силикокальциевой проволокой с целью получения глобулярных неметаллических включений и улучшения разливаемости стали. Отдача кальция производится путем ввода в металл с помощью трайб-аппарата проволоки с порошковым наполнителем силикокальция марки СК30 диаметром $14 - 16 \text{ мм}$. Скорость ввода проволоки составляет от $3,0$ до $3,5 \text{ м/с}$. Обработке кальцийсодержащей порошковой проволокой подвергаются марки стали всего производимого сортамента, поступающие для разливки на МНЛЗ. Модифицирование металла силикокальциевой проволокой производится после завершения всех технологических операций, перед отдачей ковша на разливку в зависимости от массовой доли алюминия в стали. Подогрев стали во время и после ввода силикокальциевой проволоки запрещается. Модифицирование стали проволокой следует производить не ранее, чем за 5 минут до передачи плавки на разливку, при минимальном расходе аргона на продувку ($5 - 10 \text{ м}^3/\text{ч}$). После окончания ввода проволоки производится продувка аргоном в течение $3 - 5$ минут при его минимальном расходе ($5 \text{ м}^3/\text{ч}$). После отдачи силикокальция не допускается ввод алюмосодержащих материалов и ферросплавов. Допускается

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		21

повторное модифицирование металла силикокальциевой проволокой в случае переназначения марки стали и проведения повторной обработки с дуговым нагревом, при этом расход силикокальциевой проволоки должен составлять в пределах 50 – 100 м. При вводе силикокальциевой проволоки учитывать, что отдача 100 метров силикокальция дает прирост кремния в стали – 0,01 %.

Исходя из выше перечисленного, ниже приводятся общие характеристики выбранного агрегата в таблице 1.5.

Таблица 1.5 – Характеристики агрегата ковш-печь

Наименование параметра	Норма	
	Номинальная	Допустимая
емкость ковша, т	118	121
диаметр кожуха ковша, мм		
– в верхней части	3600	–
– в нижней части	3275	–
высота ковша, мм	3850	–
мощность трансформатора, МВА	19	–
напряжение трансформатора, В		
– высокое напряжение	11 000	± 5 %
– низкое напряжение	317,5 – 131,5	
номинальный ток, кА	33,6	–
число фаз	3	–
напряжение силовых цепей приводов, В	380	380 ⁺³⁸ ₋₁₉
диаметр графитированных электродов, мм	400	400 ^{+2,5} _{-1,5}
диаметр распада электродов, мм	700	700±5
ход электрода, мм	2500	2500-20
скорость нагрева металла, °С/мин	4 – 5	–
расход охлаждающей воды, м ³ /ч		
– на свод	170	–
– на вторичный токопровод	70	–
расход аргона на продувку металла, м ³ /ч	7 – 30	30
расход азота на газодинамические уплотнители, нм ³ /ч	2000	2400

Машина непрерывного литья заготовок.

Сущность процесса непрерывной разливки стали состоит в получении непрерывнолитого слитка (заготовки) при непрерывной заливке жидкого металла в специальные формы (кристаллизаторы) с постоянным перемещением кристаллизующейся заготовки относительно зоны заливки.

Современная МНЛЗ представляет собой сложный комплекс технологического оборудования и состоит из: сталеразливочного станда, промежуточного ковша, устройства для перемещения и подъема промежуточного ковша, кристаллизатора, механизма качания кристаллизатора,

затравки и механизмов для её введения и отделения, поддерживающих устройств зоны вторичного охлаждения, системы вторичного охлаждения заготовки, тянуще-правильного устройства, устройств для разделения заготовки на мерные части, систем гидравлики, смазки и охлаждения, электрооборудования, устройств электромагнитного перемешивания, средств контроля и автоматизации[18].

Машина непрерывного литья заготовок представлена на рисунке 1.4.

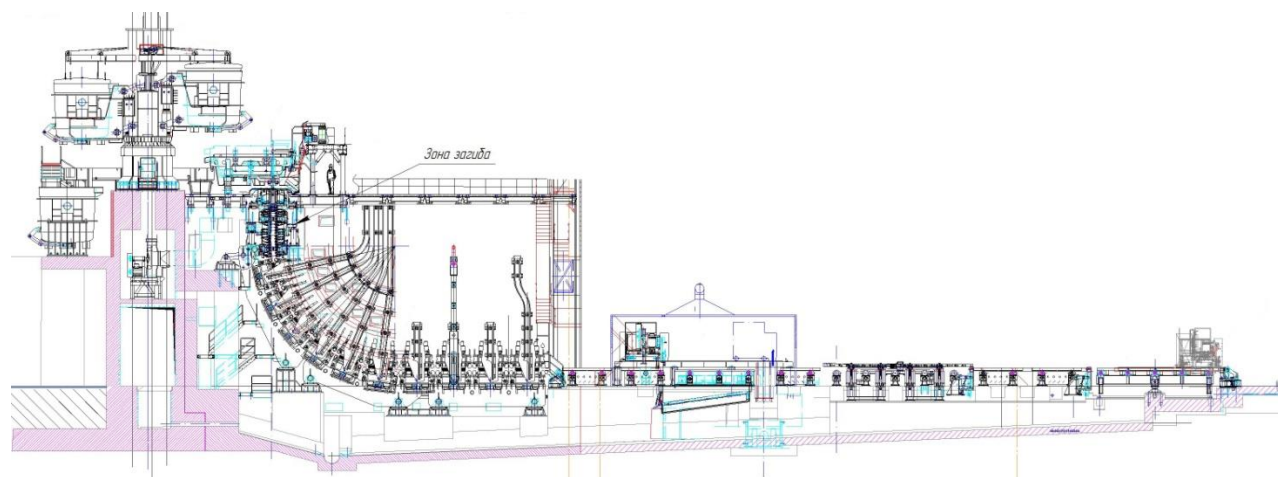


Рисунок 1.4 – Машина непрерывного литья заготовок

Сталеразливочный стенд предназначен для:

- быстрого (не более 30...40 с) перемещения сталеразливочного ковша из резервной позиции в рабочую при работе МНЛЗ основным методом “плавка на плавку”;
- подъёма ковша на высоту, позволяющую проведение таких технологических операций, как прожигание отверстия в канале стакана-коллектора сталеразливочного ковша, установка и замена защитных труб на участке сталеразливочный ковш – промежуточный ковш, замена погружных стаканов промежуточного ковша и др.;
- непрерывного взвешивания сталеразливочного ковша с металлом;
- аварийного перемещения ковша в позицию для слива металла в аварийные ёмкости.

Все сталеразливочные стенды выполняются двухпозиционными, то есть рассчитанными на установку двух сталеразливочных ковшей. По конструкции и принципу работы стенды бывают двух типов; поворотные и передвижные (откатные). Используется поворотный

Подъёмно-поворотный стенд крепится на колонне, закреплённой на индивидуальном фундаменте. Это необходимо для того, чтобы предотвратить воздействие любых внешних вибраций на работу стендового оборудования. Стенд поворачивается вокруг колонны со скоростью 1 об/мин при помощи электропривода, состоящего из двух электродвигателей. При этом один

двигатель является рабочим, а другой – резервным. Кроме того, имеется запасной привод поворота станда с пневмодвигателем, работающим от цеховой сети сжатого воздуха. Наличие резервного электродвигателя и запасного привода объясняется тем, что недопустимой является следующая аварийная ситуация. В случае непредвиденной остановки станда в некотором промежуточном положении будет невозможно снять краном со станда опорожнённый ковш или ковш с металлом, так как цапфы ковша окажутся повернутыми относительно подвески крана.

Ковши устанавливаются в подвески-люльки, закреплённые на концах качающейся траверсы. Она служит для осуществления подъёма одного из ковшей при одновременном опускании другого ковша. Перемещение траверсы производится под воздействием рычагов, на которые воздействует ползун с помощью двух гидроцилиндров. Для сохранения ковшами вертикального положения при их подъёме-опускании предназначен четырёхзвенный механизм, состоящий из шарнирно соединённых траверсы, колонны, подвесок для ковшей и дополнительных тяг. В опоры под ковш каждой подвески вмонтированы мессдозы для взвешивания ковша с металлом.

Для осуществления разливки методом “плавка на плавку” работа МНЛЗ с использованием поворотного станда осуществляется следующим образом. Металл разливается из ковша, находящегося в рабочей позиции на станде над промежуточным ковшом. Заранее – до опорожнения этого ковша, в резервную позицию на станд краном устанавливается ковш с металлом следующей плавки. После окончания металла в первом ковше, станд быстро поворачивается на 180° и разливка продолжается уже из второго ковша. Во время поворота станда металл в кристаллизаторы поступает за счёт его запаса в промежуточном ковше.

Достоинствами поворотных стандов являются их компактность и удобство в эксплуатации, а недостатком – достаточно сложное оборудование.

Откатной станд бывает порталного или полупортального типа. Он снабжён механизмами для перемещения станда по рельсам, подъёма-опускания ковшей и их взвешивания. Главным достоинством передвижного станда является простота его конструкции. К недостаткам можно отнести громоздкость оборудования, большие вес и занимаемую площадь, необходимость в мощных опорных конструкциях, наличие двух стандов для обеспечения эффективного процесса серийной разливки металла.

Промежуточный ковш располагается между сталеразливочным ковшом и кристаллизаторами МНЛЗ. Промежуточный ковш выполняет следующие функции;

– распределение поступающего из сталеразливочного ковша металла в несколько кристаллизаторов;

– обеспечение стабильности процесса разливки – наполнения кристаллизаторов с постоянной скоростью, как при установившемся режиме разливки металла одной плавки, так и серии плавков путём поддержания

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		24

постоянного уровня и относительно низкого (по сравнению со сталеразливочным ковшом) ферростатического давления металла, так и при переходном режиме во время замены сталеразливочного ковша за счёт имеющегося запаса металла;

– рафинирование металла от неметаллических включений в результате их всплывания и ассимиляции покровным шлаком[19].

Металл через защитную трубу-воронку поступает под уровень в промежуточный ковш. В место стыка воронки со сталеразливочным ковшом подаётся аргон для исключения эжектирования в металл воздуха. Струя металла попадает в “бойное” место заливочной камеры промежуточного ковша. Через отверстия в фильтрующих перегородках металл движется в разливочные камеры. Регулирование подачи металла в кристаллизаторы выполняется стопорами. При подъёме стопора металл через разливочный стакан поступает в удлинённые погружные стаканы и далее в кристаллизатор. Поверхность жидкого металла в промежуточном ковше и в кристаллизаторах закрыта покровным шлаком. Поэтому на всём пути от сталеразливочного ковша до кристаллизатора металл не контактирует с атмосферным воздухом для предотвращения вторичного окисления, поступления азота и тепловых потерь.

Главными характеристиками промежуточного ковша являются его вместимость и глубина заполнения жидким металлом. Ковш должен быть достаточно вместительным для того, чтобы за время прекращения подачи металла из сталеразливочного ковша в течение 1...2 мин в процессе его замены не снижалась скорость вытягивания заготовок из кристаллизаторов. Кроме того, вместимость ковша определяет продолжительность нахождения в нём залитого металла для возможности его усреднения и удаления части неметаллических включений. Эта продолжительность на отечественных МНЛЗ составляет 5...10 мин.

От вместимости ковша напрямую зависит глубина ванны жидкого металла в нём. Как правило, чем вместимее промежуточный ковш, тем больше глубина его заполнения. Этот параметр существенным образом влияет на организацию струи истекающего из промежуточного ковша металла, попадание шлака в кристаллизаторы и время всплывания неметаллических включений. Из опыта эксплуатации МНЛЗ и результатов моделирования известно, что наилучшая организация струи достигается при уровне металла в промежуточном ковше, равном 600...700 мм. Более высокий уровень металла вызывает излишнюю турбулизацию струи, а при меньшем уровне снижается наполненность струи, уменьшается продолжительность пребывания металла в ковше и затрудняется серийная разливка стали. При смене сталеразливочного ковша в промежуточном ковше должен оставаться слой жидкого металла не менее 250...300 мм для предотвращения образования воронок, затягивания в них шлака и попадания его в кристаллизатор. Глубина заполнения промежуточного ковша жидким металлом оказывает противоречивое воздействие на условия удаления неметаллических включений. С одной стороны, увеличение глубины ванны

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		25

вызывает возрастание времени для всплывания включений в слое жидкого металла, а с другой, увеличивает продолжительность нахождения металла в ковше для его рафинирования от включений.

Кристаллизатор является одним из самых важных узлов МНЛЗ.

В кристаллизаторе жидкая сталь подвергается первичному охлаждению циркулирующей водой. Кристаллизатор должен обеспечить интенсивный отвод тепла от жидкого металла. В нём отводится до 30 % от общей теплоты расплава для непрерывного формирования по всему периметру кристаллизатора затвердевшей корочки заготовки. На выходе из кристаллизатора отливаемая заготовка представляет собой сосуд с оболочкой из затвердевшего металла и расплавом внутри. Эта оболочка должна быть достаточной толщины и прочности для того, чтобы выдерживать внутреннее ферростатическое давление жидкого металла, наружное давление поддерживающих устройств и растягивающие усилия от вытягивания заготовки из кристаллизатора [20].

Кристаллизатор должен обеспечивать формирование требуемой конфигурации поперечного сечения отливаемой заготовки.

Конструкция кристаллизатора должна обеспечивать высокую стойкость рабочей поверхности его стенок к истиранию.

Конструктивные и теплофизические характеристики кристаллизатора во многом определяют производительность МНЛЗ и качество отливаемой заготовки. Так при организации более интенсивного отвода тепла в кристаллизаторе появляется возможность повышения скорости вытягивания заготовки и роста производительности МНЛЗ. Многочисленные дефекты непрерывнолитой заготовки (продольные и поперечные горячие трещины, искажение профиля, складки, ужимы, плёны, паукообразные трещины и другие) зарождаются именно в кристаллизаторе.

Для обеспечения эффективной работы кристаллизатора существенное значение имеет выбор материала его рабочих стенок. Такой материал должен:

- иметь высокую теплопроводность;
- иметь высокую износостойчивость;
- сохранять стабильность механических свойств при высоких температурах;
- иметь низкую смачиваемость жидкой сталью;
- не оказывать вредного воздействия на поверхность заготовки в результате контакта при высоких температурах;
- быть не очень дорогим, чтобы его применение было экономически целесообразно.

Традиционно для изготовления рабочих стенок кристаллизатора применяется электролитическая медь. Этот материал обладает высокой теплопроводностью. Так коэффициент теплопроводности чистой горячедеформированной меди равен $410 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К})$, что в 14... 15 раз больше аналогичного параметра для стали. Однако медь не полностью отвечает вышеперечисленным требованиям к материалу рабочих стенок кристаллизатора.

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		26

Она имеет относительно низкие предел прочности (60 МПа при 20 °С) и температуру разупрочнения (250 °С). Вследствие низкой износостойкости меди происходит повышенное истирание рабочих стенок кристаллизатора в нижней его части, особенно узких стенок слябового кристаллизатора. При высоких скоростях вытягивания заготовки из кристаллизатора температура рабочей поверхности его стенок близка к температуре разупрочнения меди. Это может привести к пластической деформации поверхностного слоя стенок кристаллизатора, что часто служит причиной раскрытия стыка широких и узких стенок. Поэтому стойкость кристаллизаторов с медными стенками является явно недостаточной в условиях высокопроизводительной работы МНЛЗ методом “плавка на плавку”.

Несмотря на использование шлакообразующих смесей в кристаллизаторе, служащей смазкой между рабочими стенками и заготовкой, иногда происходит прилипание жидкой стали к медной поверхности стенок. Это может привести к подвисанию затвердевшей корочки заготовки и образованию поперечных трещин. Одной из причин образования мелких паукообразных трещин на поверхности непрерывнолитой заготовки является внедрение в её поверхностный слой меди при истирании стенок кристаллизатора с образованием легкоплавких соединений.

Таким образом, медь не является лучшим материалом для стенок кристаллизатора.

Механизм качания служит для предотвращения зависания затвердевшей корочки заготовки на стенках кристаллизатора и её разрывов. Кристаллизатору придётся непрерывное возвратно-поступательное движение или качание.

При определённых условиях возможно локальное прилипание затвердевшей корочки заготовки к стенке кристаллизатора, вследствие чего образуется зона плотного контакта и корочка перестаёт скользить относительно стенки – происходит её зависание. При вытягивании заготовки в корочке увеличиваются растягивающие напряжения, в результате чего в нижней части зоны плотного контакта корочка может разорваться. В том случае, если за время нахождения заготовки в кристаллизаторе не произойдёт надёжного “залечивания” места разрыва новым затвердевшим металлом, то на выходе из кристаллизатора произойдёт аварийный прорыв жидкого металла.

Придание кристаллизатору возвратно-поступательного движения позволяет создать условия для полного “залечивания” места разрыва затвердевшей оболочки заготовки или предотвращения её разрыва. Перемещение кристаллизатора может происходить по различным законам. В настоящее время режим движения кристаллизатора в основном осуществляется по синусоидальному закону. Такой режим характеризуется плавным изменением скорости движения кристаллизатора, равенством максимальных скоростей и минимальным ускорением. В результате этого упрощается конструкция привода качания и повышается срок его службы.

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						27
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Ниже кристаллизатора по технологической оси МНЛЗ располагается зона вторичного охлаждения (ЗВО) заготовки.

В этой зоне должны быть созданы оптимальные условия для обеспечения полного затвердевания непрерывнолитой заготовки.

В ЗВО заготовка находится в напряжённо-деформированном состоянии. Это обусловлено сжимающими усадочными воздействиями на её оболочку при затвердевании металла; распирающим ферростатическим давлением жидкого металла изнутри; чередованием термических воздействий при попадании охладителя на поверхность заготовки и без него при экранировании поддерживающими устройствами; растягивающими воздействиями из-за трения при вытягивании заготовки. Всё это оказывает существенное влияние на качество отливаемой заготовки.

Поэтому конструкция ЗВО должна обеспечивать:

- надёжную поддержку заготовки в процессе длительной эксплуатации, особенно на выходе из кристаллизатора, для исключения аварийных прорывов жидкого металла и искажения её профиля;
- оптимальные условия охлаждения при различной скорости вытягивания заготовки для стали разного сортамента;
- минимальные потери времени на переналадку для изменения сечения отливаемой заготовки и быструю замену узлов при возникновении аварийных ситуаций.

Протяжённость зоны вторичного охлаждения зависит от скорости вытягивания заготовки из кристаллизатора, размеров поперечного сечения отливаемой заготовки и типа МНЛЗ.

Поддерживающие устройства зоны вторичного охлаждения МНЛЗ состоят из опорных элементов. Чем больше поперечное сечение отливаемой заготовки и отношение её сторон, а также высота столба жидкого металла, тем большему деформирующему воздействию подвергается затвердевшая оболочка непрерывнолитой заготовки. Поэтому конструкция поддерживающих устройств слябовых, блюмовых и сортовых МНЛЗ существенным образом различается.

Исходя из выше перечисленного, ниже приводятся общие характеристики выбранного агрегата в таблице 1.6.

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		28

Таблица 1.6 – Основные технические данные существующей МНЛЗ

Количество ручьев, шт	1
Радиус разливочной дуги, м	7,9
Металлургическая длина машины, м	25,57
Размерный сортамент отливаемых слябов: – толщина, мм – ширина, мм – минимальная длина, мм	170 – 250 800 – 1700 4600
Скорость разливки	0,85 – 1,64 м/мин – для сляба толщиной 170 мм 0,6 – 1,00 м/мин – для сляба толщиной 250 мм
Емкость сталеразливочного ковша, т	120
Вес плавки, т	118
Цикл разливки, мин	55 – 65
Емкость промежуточного ковша, т	26 – 31
Кристаллизатор	прямой с изменением ширины и толщины
Механизм качания	гидравлический с сервоклапанами
Тип машины	радиальная с вертикальным участком
Резка заготовки	автоматическим агрегатом с газовым резаком

1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки

Шихтовые материалы, используемые для выплавки стали в дуговых печах, принято делить на следующие группы:

- железосодержащие материалы;
- легирующие и раскислители;
- шлакообразующие материалы.

К железосодержащим материалам относятся лом черных металлов, чугуны, железо прямого восстановления (металлизированное сырье) и прочие материалы, содержащие в основном железо в восстановленном виде (так называемые альтернативные металлические шихтовые материалы и др.).

В группу легирующих и раскислителей входят материалы, содержащие легирующие элементы и элементы-раскислители практически в чистом виде (никель, молибден, медь, кобальт, алюминий, кристаллический кремний, хром и т.д.) или в виде соответствующих ферросплавов (феррохром, ферромарганец, ферросилиций и др.).

В группу шлакообразующих материалов входят материалы, используемые для получения шлака во время плавки в дуговой печи, и шлака, применяемого при внепечной обработке жидкого металла. К ним относятся известь, известняк, кварцит, боксит, плавиковый шпат и др.

С целью рационального использования лома и его компонентов отечественный ГОСТ 2787-75 все вторичные черные металлы подразделяет:

- по содержанию углерода – на два класса: стальные лом и отходы и чугунные лом и отходы;

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						29
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

– по наличию легирующих элементов – на две категории: А (обозначение категории) – углеродистые, Б – легированные;

– по показателям качества – на 28 видов (номер вида при маркировке отходов ставится впереди буквы, обозначающей категорию вторичных металлов, например, 2А, 3Б и т.д.). Для каждого класса отходов увеличение номера вида свидетельствует об ухудшении качества (например, 3А – габаритный нелегированный лом, 5А - негабаритный стальной лом, 16А – выюнообразная стружка);

– по содержанию легирующих – на более чем 67 групп. Номер группы легированных отходов ставится в маркировке после буквы Б и

К легирующим и раскислителям относится большая группа шихтовых материалов, применяемых для легирования и раскисления металлического расплава в процессе производства стали. Такие материалы используются металлургами либо в чистом виде, либо в виде ферросплавов. Однозначного ответа на вопрос, что лучше: использовать легирующие и раскислители в чистом виде или в виде ферросплавов – дать нельзя. Каждый из вариантов имеет определенные достоинства и недостатки. Легирующие и раскислители, используемые в чистом виде, имеют меньшую массу, чем соответствующие ферросплавы, поэтому затраты энергии на их плавление меньше; большинство из них быстрее плавятся и усваиваются жидким металлом; количество их можно точнее дозировать; они содержат меньше вредных примесей. Но, с другой стороны, чистые материалы всегда дороже, чем такое же количество материалов в ферросплавах; усвоение легирующих из них всегда ниже, чем из ферросплавов; очень часто чистые материалы трудно вводить в расплав (например, кальций); некоторые чистые материалы очень медленно усваиваются металлическим расплавом (вольфрам, молибден). Поэтому преимущественно при производстве стали предпочитают использовать для легирования и раскисления металла соответствующие ферросплавы. Легирующие в чистом виде используют при производстве сплавов на никелевой основе (железо в составе сплава не допускается), при производстве сталей и сплавов с высоким содержанием никеля, для легирования медью, для раскисления алюминием и в некоторых других случаях.

Общие требования к ферросплавам заключаются в следующем.

– содержание ведущего (т. е. основного) элемента в сплаве должно быть достаточно высоким. Иначе вместе с ведущим элементом в расплавленный металл в конце цикла производства стали вносится большое количество железа и удлиняется цикл производства;

– содержание вредных примесей в сплаве (газы, сера, фосфор, кислород, неметаллические включения) должно быть возможно меньше, так как ферросплавы в большинстве случаев вводятся в печь в конце плавки или в ковш, удалить внесенные ими в сталь вредные примеси трудно, а иногда и невозможно;

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		30

– ферросплавы должны поставляться сталеплавильщикам в кусках определенного размера, не очень больших и не в виде мелочи, содержащей пыль и мелкие частицы от дробления сплава (фракционированные ферросплавы).

Шлакообразующие материалы применяются для наведения шлака с нужными технологическими свойствами в процессе плавки в дуговой печи и при внепечном рафинировании металла.

1.6 Контроль качества продукции

Контроль химического состава и температуры металла в ДСП.

При подготовке шихты контролируется:

- загрязнённость шихты цветными металлами;
- габариты шихты;
- химический состав металла;
- содержание СаО, СО₂, Н₂О;
- количество содержания углерода и т.д.

При плавке в ДСП-120 контролируется:

– расход электроэнергии, кВт час/т;

– химический состав металла (отбор проб металла производят пробоотборниками марок SAE 1200/900, SAE 1200/900 P6 или ПМ-39, ПН-10-900);

– температура металла, °С (замер температуры металла выполняют разовыми термопарами марок ТС 360312, СЕ 36011290 или ПТПР-91-900. Первый замер температуры производят после полного расплавления металлошихты. Последний замер температуры производят не ранее чем за 3 мин до выпуска. Промежуточный контроль температуры металла рекомендуется проводить через 10 – 15 мин работы под током (в зависимости степени нагрева), через 1 – 2 мин после подъема электродов.);

- вес ковша со сталью (тонн) и т.д.

При процессе обработки полупродукта в АКП-100 контролируется:

- время продувки аргоном через донную пробку;
- давление аргона на пробку при обработке металла на АКП;
- начало, окончание и общая продолжительность обработки (час: мин);
- вес ковша со сталью т;
- вес жидкой стали, т;
- температура металла по ходу обработки, °С;
- расход аргона, за обработку (м³);
- вид и количество присаживаемых материалов;
- количество теплоизолирующей смеси;
- химический состав металла по ходу обработки;
- расход электроэнергии, кВт час/т и т.д.

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						31
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

При разливке на МНЛЗ контролируется:

- уровень металла в кристаллизаторе;
- температура металлического полупродукта, °С;
- поверхностные дефекты;
- скорость разливки;
- качество тянущих роликов и т.д.

Контроль сляба:

- геометрические размеры;
- поверхностные дефекты.

Вывод по разделу один

Таким образом, проанализированная в данной работе технологическая схема производства стали 14Г2 в условиях ПАО «Ашинский метзавод» является наиболее предпочтительной по сравнению с другими способами выплавки не только с точки зрения технологических характеристик и технико-экономических показателей, но и с точки зрения воздействия на окружающую среду и на работников предприятия, имеющих непосредственное взаимодействие с используемыми для производства агрегатами.

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		32

2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

2.1 Материальный баланс плавки

Рассмотрим технологию выплавки стали марки 14Г2 в дуговой печи с последующей обработкой в ковше-печи в электросталеплавильном цехе № 2 на ОАО «АМЗ». Доводка стали в ковше-печи освобождает от необходимости жестко контролировать содержание серы в металле по ходу плавки в ДСП.

В качестве шихты используем собственные отходы 3А, а также отходы стали марки 3Б, согласно ГОСТ 19281-2014. В таблице 2.1 и 2.2 представлен химический состав стали марки 14Г2 по ГОСТ 19281-2014.

Таблица 2.1 – Химический состав стали марки 14Г2 по ГОСТ 19281-2014

В процентах							
C	Si	Mn	Cr	S	P	Ni	Cu
0,12	0,17	1,20	не более	не более	не более	не более	не более
0,18	0,37	1,60	0,30	0,035	0,030	0,30	0,30

Примерный химический состав полупродукта представлен в таблице 2.2.

Таблица 2.2 – Примерный химический состав полупродукта в ковше

В процентах							
C	Si	Mn	Cr	S	P	Ni	Cu
0,060	0,000	0,150	0,070	0,070	0,010	0,200	0,200

Химический состав шихтовых материалов представлен в таблице 2.3.

Таблица 2.3 – Химический состав шихтовых материалов

Материал	Содержание элементов в шихте								
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Fe
3А	0,220	0,200	0,300	0,020	0,030	0,150	0,180	0,170	98,730
3Б	2,500	0,500	0,700	0,070	0,030	–	–	0,100	96,100

Расчет производим на 150 000 кг шихты. Содержание компонентов в шихте (шихтовка плавки) представлено в таблице 2.4. и 2.5.

Химический состав шлакообразующих материалов, используемых в процессе выплавки представлен в таблице 2.6.

Таблица 2.4 – Содержание компонентов в шихте

В килограммах

Материал	Масса	Содержание элементов				
		C	Si	Mn	P	S
3А	105 000	231,000	210,000	315,000	21,000	31,500
3Б	20 000	500,000	100,000	140,000	14,000	6,000
металл от предыдущей плавки	25 000	12,000	3,000	10,000	1,500	15,000
Итого	150 000	743,000	313,000	465,000	36,500	52,500
Итого, %	100	0,495	0,209	0,310	0,024	0,035

Таблица 2.5 – Содержание компонентов в шихте

В килограммах

Материал	Масса	Содержание элементов			
		Cr	Ni	Cu	Fe
3А	105 000	157,500	189,000	178,500	103 666,500
3Б	20 000	–	–	20,000	19 220,000
металл от предыдущей плавки	25 000	30,000	45,000	45,000	24 838,500
Итого	150 000	187,500	234,000	243,500	147 725,000
Итого, %	100	0,125	0,156	0,162	98,483

Таблица 2.6 – Химический состав шлакообразующих материалов

В процентах

Материал	Содержание компонентов							
	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	S	CO ₂
известь	82	4,6	10	2,3	0,7	0,1	0,1	0,2
магнезиальный материал	5	85	6	3	1	–	–	–

ПЕРИОД ПЛАВЛЕНИЯ

Окисление элементов

Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов (таблица 2.7), входящих в таблицы 2.4. и 2.5

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 2.7. Элементы Ti, W, Al, Mo, V из-за малого их содержания в шихте в расчетах не учитываем.

Таблица 2.7 – Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавания
В процентах

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

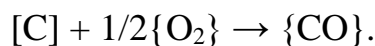
Таблица 2.8 – Химический состав металла по расплавлению шихты
В килограммах

Элемент	C	Si	Mn	P	S
Исходное содержание	743,000	313,000	465,000	36,500	52,500
Угар элемента	148,600	140,850	93,000	18,250	–
Масса элемента в расплаве	594,400	172,150	372,000	18,250	52,500
Содержание элемента в расплаве, %	0,426	0,123	0,267	0,013	0,038

Таблица 2.9 – Химический состав металла по расплавлению шихты
В килограммах

Элемент	Cr	Ni	Cu	Fe	Итого
Исходное содержание	187,500	234,000	243,500	147 725,000	150 000,00
Угар элемента	37,500	3,510	–	10 045,300	10 487,010
Масса элемента в расплаве	150,000	230,490	243,500	137 679,700	139 512,990
Содержание элемента в расплаве, %	0,108	0,165	0,175	98,686	100,000

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



Расчет количества кислорода необходимого для окисления элементов определяем по формуле

$$m_{O_2}(i) = \frac{m_i}{\nu_i \cdot \mu_i} \cdot \nu_{O_2} \cdot \mu_{O_2}, \text{ кг}, \quad (1)$$

где m_i – масса окисляющегося элемента i , кг;

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

μ_i – молекулярная масса элемента i ;

μ_{O_2} – молекулярная масса кислорода.

Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле

$$m_{i_xj_y} = \frac{m_i}{v_i \cdot \mu_i} \cdot v_{i_xj_y} \cdot \mu_{i_xj_y}, \text{ кг}, \quad (2)$$

где $v_{i_xj_y}$ – стехиометрический коэффициент оксида;

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

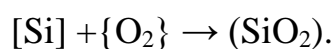
Потребуется кислорода на окисление углерода

$$m_{O_2}(C) = \frac{m_C}{\mu_C} \cdot \frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2} = \frac{148,6}{1 \cdot 12} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 198,133 \text{ кг};$$

образуется {CO}

$$m_{\{CO\}} = \frac{m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{148,6}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 346,733 \text{ кг}.$$

Окисление кремния происходит по реакции



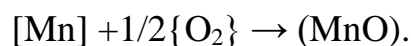
Потребуется кислорода на окисление кремния

$$m_{O_2}(Si) = \frac{140,85}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 32 = 160,971 \text{ кг};$$

образуется (SiO₂)

$$m_{(SiO_2)} = \frac{140,85}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 301,821 \text{ кг}.$$

Окисление марганца происходит по реакции



Потребуется кислорода на окисление марганца

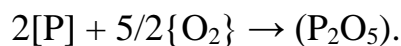
$$m_{O_2}(Mn) = \frac{93}{1 \cdot 55} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 27,055 \text{ кг};$$

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		36

образуется (MnO)

$$m_{(MnO)} = \frac{93}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 120,055 \text{ кг.}$$

Окисление фосфора происходит по реакции



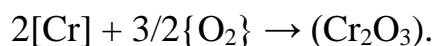
Потребуется кислорода на окисление фосфора

$$m_{O_2}(P_2) = \frac{18,25}{2 \cdot 31} \cdot \frac{5}{2} \cdot 32 = 23,548 \text{ кг;}$$

образуется (P₂O₅)

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{18,25}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 41,798 \text{ кг.}$$

Окисление хрома происходит по реакции



Потребуется кислорода на окисление хрома

$$m_{O_2}(Cr) = \frac{37,5}{2 \cdot 52} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 17,308 \text{ кг;}$$

образуется (Cr₂O₃)

$$m_{(Cr_2O_3)} = \frac{37,5}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 54,808 \text{ кг.}$$

При этом переходит в шлак

$$54,808 \cdot 0,8 = 43,846 \text{ кг,}$$

с газами теряется

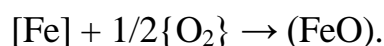
$$54,808 \cdot 0,2 = 10,962 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		37

Считаем, что во время плавления в зоне электрических дуг испаряется 1,5 % никеля, имевшегося в шихте. Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 3,510 кг.

Принимаем, что 12 % железа окисляется до (FeO), а 88 % – до (Fe₂O₃) (причем 3 % (Fe₂O₃) переходит в шлак, а остальное в печную атмосферу).

Окисление железа происходит по реакции



Масса железа окислившегося до (FeO)

$$m_{[\text{Fe}]} = \frac{10045,300 \cdot 12}{100} = 1205,436 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода на окисление железа до (FeO)

$$m_{\text{O}_2}(\text{Fe}_1) = \frac{1205,436}{2 \cdot 56} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 172,205 \text{ кг;}$$

образуется (FeO)

$$m_{(\text{FeO})} = \frac{1205,436}{1 \cdot 56} \cdot 1 \cdot 72 = 1549,846 \text{ кг.}$$

Масса железа окислившегося до (Fe₂O₃),

$$m_{[\text{Fe}]} = 10045,300 - 1205,436 = 8839,864 \text{ кг.}$$

Окисление железа происходит по следующей реакции



Потребуется кислорода на окисление железа до (Fe₂O₃)

$$m_{\text{O}_2}(\text{Fe}_2) = \frac{8839,864}{2 \cdot 56} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 3788,513 \text{ кг;}$$

образуется (Fe₂O₃)

$$m_{(\text{Fe}_2\text{O}_3)} = \frac{8839,864}{2 \cdot 56} \cdot 1 \cdot 160 = 12628,377 \text{ кг}$$

Из них в шлак переходит

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		38

$$12628,377 \cdot 0,03 = 378,851 \text{ кг,}$$

с газами теряется

$$12628,377 - 378,851 = 12249,526 \text{ кг.}$$

Суммарный расход кислорода на окисление элементов составит

$$M_{O_2} = \sum_{i=0}^n m_{O_2}(i) = 4387,733 \text{ кг.}$$

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

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot [C]}{[C]}, \quad (3)$$

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

Тогда

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,426}{0,426} = 0,014 \text{ \%}.$$

Содержание кислорода в металле составит:

$$m_{[O]} = \frac{[O]}{100} \cdot m_{Me} = \frac{0,014}{100} \cdot 139512,990 = 19,532 \text{ кг.}$$

Следовательно, необходимое количество кислорода, требуемого для окисления шихты в период плавления,

$$m_{O_2} = 4387,733 + 19,532 = 4407,265 \text{ кг.}$$

С учетом кислорода, растворенного в металле, ожидаемый массовый и процентный состав металла (по расплавлению шихты) представлен в таблице 2.10.

Таблица 2.10 – Состав металла по расплавлению шихты

Элемент	C	Si	Mn	P	S
Содержание, кг	594,400	172,150	372,000	18,250	52,500
Содержание, %	0,426	0,123	0,267	0,013	0,038

Окончание таблицы 2.10

Элемент	O	Cr	Ni	Cu	Fe	Итого
Содержание, кг	19,532	150,000	230,490	243,500	137 679,700	139 532,522
Содержание, %	0,014	0,108	0,165	0,175	98,672	100

Шлакообразование.

Принимаем, что после выпуска предыдущей плавки в ванне остается шлак. Тогда шлак предыдущей плавки внесет компоненты указанные в таблице 2.11.

Таблица 2.11 – Шлак предыдущей плавки

В килограммах

CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MnO	S	Итого
1 230,1	230,8	635,7	63,5	78,6	38,5	53,4	160,4	10,7	2 501,7

Количество поступивших оксидов в шлак из металла указаны в таблице 2.12.

Таблица 2.12 – Поступившие оксиды в шлак из металла

В килограммах

SiO ₂	MnO	P ₂ O ₅	Cr ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	Итого
301,821	120,055	41,798	54,808	1 549,846	378,851	2447,179

Поступление в шлак с известью 1500 кг:

$$m_{(CaO)} = \frac{m_{изв}}{100} \cdot (CaO) = \frac{1500}{100} \cdot 82 = 1230 \text{ кг,}$$

$$m_{(MgO)} = \frac{m_{изв}}{100} \cdot (MgO) = \frac{1500}{100} \cdot 4,6 = 69 \text{ кг,}$$

$$m_{(SiO_2)} = \frac{1500}{100} \cdot 10 = 150 \text{ кг,}$$

$$m_{(Al_2O_3)} = \frac{1500}{100} \cdot 2,3 = 34,5 \text{ кг,}$$

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{1500}{100} \cdot 0,7 = 10,5 \text{ кг,}$$

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{1500}{100} \cdot 0,1 = 1,5 \text{ кг,}$$

$$m_{(S)} = \frac{1500}{100} \cdot 0,1 = 1,5 \text{ кг,}$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{1500}{100} \cdot 0,2 = 3 \text{ кг.}$$

Поступит в шлак с магниальным материалом 1000 кг:

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

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

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

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

Количество и состав шлака периода плавления представлены в таблице 2.13.

Таблица 2.13 – Количество и состав шлака периода плавления

В килограммах

Компонент	Шлак. предыд. плавки	Поступило из металла	Известь	Магnez. материал	Итого, кг	Итого, %
1	2	3	4	5	6	7
CaO	1230,1	–	1230	50	2510,100	33,711
MgO	230,8	–	69	850	1149,800	15,442
SiO ₂	635,7	301,821	150	60	1147,521	15,411
Al ₂ O ₃	63,5	0	34,5	30	128,000	1,719
FeO	78,6	1549,846	–	–	1628,446	21,870
Fe ₂ O ₃	38,5	378,851	10,5	10	437,851	5,880
P ₂ O ₅	53,4	41,798	1,5	–	96,698	1,299
MnO	160,4	120,055	–	–	280,455	3,767
Cr ₂ O ₃	–	54,808	–	–	54,808	0,736
S	10,7	–	1,5	–	12,200	0,164
Итого	2501,7	2447,179	1 497	1000	7445,879	100,000

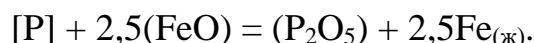
Основность шлака по окончании периода плавления

$$B = \frac{m_{CaO}}{m_{SiO_2}} = \frac{2510,100}{1147,521} = 2,19.$$

Окислительная дефосфорация при выплавке стали

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

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		41



По экспериментальным данным получено уравнение

$$lgK_P = lg \frac{x_{P_2O_5} \times \gamma_{P_2O_5}}{(x_{FeO} \times \gamma_{FeO})^{2,5} \times [P] \times f_P} = \frac{1120}{T} - 1,385, \quad (4)$$

При 1873 К: $lgK_P = -0,787$; $K_P = 0,163$.

Выразим состав шлака в мольных (x_{RO}) или в ионных (x_R) долях. Для этого предварительно вычислим число молей оксидов n_{RO} и число катионов n_R шлака (таблица 2.14):

Таблица 2.14 – Состав шлака дефосфорации

Состав шлака	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	Σ
M_{RO}	56,000	60,000	71,000	72,000	152,000	102,000	40,000	71,000	–
n_{RO}	0,633	0,291	0,056	0,319	0,005	0,018	0,406	0,019	1,746
X_{RO}	0,362	0,167	0,032	0,183	0,003	0,010	0,232	0,011	1,000
n_{R+}	0,633	0,291	0,056	0,319	0,010	0,035	0,406	0,038	1,788
X_{R+}	0,354	0,163	0,031	0,179	0,006	0,020	0,227	0,021	1,000

По теории регулярных растворов В. А. Кожеурова найдем значения коэффициентов активности γ_{FeO} и $\gamma_{P_2O_5}$:

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

$$lg\gamma_{FeO} = 0,346$$

$$\gamma_{FeO} = 2,217$$

$$lg\gamma_{P_2O_5} = lg\gamma_{FeO} - \frac{10500}{T} \times X_{Ca} \quad (6)$$

$$lg\gamma_{P_2O_5} = -1,638$$

$$\gamma_{P_2O_5} = 0,023$$

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

$$\lg f_P = 0,13 \cdot 0,426 - 0,032 \cdot 0,267 - 0,014 \cdot 0,123 + 0,036 \cdot 0,027 + 0,062 \cdot 0,013 = 0,044$$

$$f_P = 0,057$$

После преобразования формулы (1) получим выражение для коэффициента распределения фосфора между металлом и шлаком:

$$L_P = \frac{(P)}{[P]} = \frac{\mu_P \times K_P \times f_P \times (x_{FeO} \times \gamma_{FeO})^{2,5} \times \Sigma n_{RO}}{\gamma_{P_2O_5}}, \quad (7)$$

где μ_P – атомная масса фосфора.

$$L_P = \frac{31 \times 0,163 \times 1,141 \times (0,183 \times 2,217)^{2,5} \times 1,746}{0,023} = 45,745$$

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

$$[P_K] = \frac{100 \times [P_H] \times \lambda \times (P_H)}{100 + \lambda \times L_P}, \quad (8)$$

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

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

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

$m_{ш}$ и m_M – массы шлака и металла, кг.

$$[P_K] = \frac{100 \times 0,024 \times \frac{7084,328}{139532,522} \times \frac{31}{71}}{100 + \frac{7084,330}{139532,522} \times 45,745} = 0,053$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции

$$\frac{139532,522 - x}{0,024 - x} = \frac{100}{0,013}$$

$$x \approx 18,1 \text{ кг}$$

При этом образуется

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						43
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$P_2O_5 = \frac{18,1 \times 142}{62} = 41,798 \text{ кг.}$$

ОКИСЛИТЕЛЬНЫЙ ПЕРИОД

Окисление элементов

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

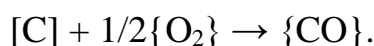
К концу окислительного периода в металле должно остаться углерода 0,10 %. Тогда останется в металле углерода

$$m_c = \frac{0,06}{100} \cdot 139532,522 = 83,720 \text{ кг.}$$

За окислительный период должно окислиться

$$594,400 - 83,720 = 510,680 \text{ кг.}$$

Окисление газообразным кислородом происходит по реакции



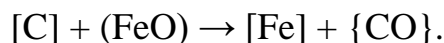
Количество кислорода, необходимого для окисления элементов, определяем по формуле (2):

$$m_{O_2}(C) = \frac{0,7 \cdot 510,680}{1 \cdot 12} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 476,635 \text{ кг;}$$

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

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot 510,680}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 834,111 \text{ кг.}$$

Окисление углерода оксидом железа (FeO) происходит по реакции:



Тогда количество оксида необходимого для окисления элемента составит:

$$m_{(FeO)}(i) = \frac{0,3 \cdot m_i}{\nu_i \cdot \mu_i} \cdot \nu_{FeO} \cdot \mu_{i_x j_y}, \text{ кг} \quad (9)$$

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

m_i, μ_i – масса и молекулярная масса элемента;

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						44
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

μ_{FeO} – молекулярная масса (FeO).

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

$$m_{i_x j_y} = \frac{0,3 \cdot m_i}{\nu_i \cdot \mu_i} \cdot \nu_{i_x j_y} \cdot \mu_{i_x j_y}, \text{ кг} \quad (10)$$

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

Тогда количество (FeO), необходимого для окисления углерода,

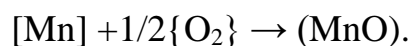
$$m_{FeO}(C) = \frac{0,3 \cdot 510,680}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 72 = 919,224 \text{ кг};$$

образуется {CO}

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,3 \cdot 510,680}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 357,476 \text{ кг}.$$

К концу периода должно остаться марганца 0,15 % или 209,299 кг. Тогда окисляется марганца за период $372,000 - 209,299 = 162,701$ кг.

Окисление марганца происходит по реакции



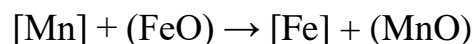
Потребуется кислорода на окисление марганца

$$m_{O_2}(Mn) = \frac{0,7 \cdot 162,701}{1 \cdot 55} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 33,132 \text{ кг};$$

образуется (Mn)

$$m_{(MnO)} = \frac{0,7 \cdot 162,701}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 147,023 \text{ кг}.$$

Окисление марганца оксидом железа (FeO) происходит по реакции



Количество (FeO), необходимое для окисления марганца,

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45

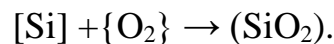
$$m_{FeO}(Mn) = \frac{0,3 \cdot 162,701}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 72 = 63,897 \text{ кг};$$

образуется (MnO)

$$m_{(MnO)} = \frac{0,3 \cdot 162,701}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 63,010 \text{ кг}.$$

К концу периода должно остаться кремния 0. Тогда окислится кремния за период 172,150 кг.

Окисление кремния происходит по реакции



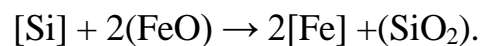
Потребуется кислорода на окисление кремния

$$m_{O_2}(Si) = \frac{0,7 \cdot 172,150}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 32 = 137,720 \text{ кг};$$

образуется (SiO₂)

$$m_{(SiO_2)} = \frac{0,7 \cdot 172,150}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 258,225 \text{ кг}.$$

Окисление оксидом железа (FeO) происходит по реакции



Количество (FeO), необходимого для окисления кремния,

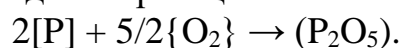
$$m_{FeO}(Si) = \frac{0,3 \cdot 172,150}{1 \cdot 28} \cdot 2 \cdot 72 = 265,603 \text{ кг};$$

образуется (SiO₂)

$$m_{(SiO_2)} = \frac{0,3 \cdot 172,150}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 110,668 \text{ кг}.$$

К концу периода фосфора останется 0,010 % или 13,953 кг. Тогда окислится фосфора за период 18,250 – 13,953 = 4,297 кг.

Окисление фосфора происходит по реакции



					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						46
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

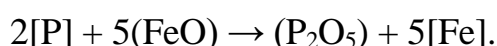
Потребуется кислорода на окисление фосфора

$$m_{O_2}(P) = \frac{0,7 \cdot 4,297}{2 \cdot 31} \cdot \frac{5}{2} \cdot 32 = 3,881 \text{ кг};$$

образуется (P_2O_5)

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{0,7 \cdot 4,297}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 6,889 \text{ кг}.$$

Окисление фосфора оксидом железа (FeO) происходит по реакции



Количество (FeO), необходимого для окисления фосфора,

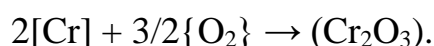
$$m_{FeO}(P) = \frac{0,3 \cdot 4,297}{2 \cdot 31} \cdot 5 \cdot 72 = 7,485 \text{ кг};$$

образуется (P_2O_5)

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{0,3 \cdot 4,297}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 2,952 \text{ кг}.$$

К концу периода останется хрома 0,07 % или 97,673 кг. Тогда окислится хрома за период $150,000 - 97,673 = 52,327$ кг.

Окисление хрома происходит по реакции



Потребуется кислорода на окисление хрома

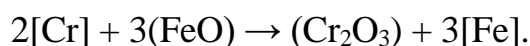
$$m_{O_2}(Cr) = \frac{0,7 \cdot 52,327}{2 \cdot 52} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 16,906 \text{ кг};$$

образуется (Cr_2O_3)

$$m_{(Cr_2O_3)} = \frac{0,7 \cdot 52,327}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 53,535 \text{ кг}.$$

Окисление хрома оксидом железа (FeO) происходит по реакции

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		47



Количество (FeO), необходимого для окисления фосфора,

$$m_{\text{FeO}}(\text{Cr}) = \frac{0,3 \cdot 52,327}{2 \cdot 52} \cdot 3 \cdot 72 = 32,604 \text{ кг};$$

образуется (Cr₂O₃)

$$m_{(\text{Cr}_2\text{O}_3)} = \frac{0,3 \cdot 52,327}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 22,943 \text{ кг}.$$

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

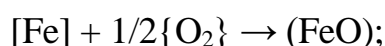
Тогда суммарное количество кислорода, необходимого для окисления элементов,

$$M_{\text{O}_2} = \sum_{i=1}^n m_{\text{O}_2}(i) = 668,274 \text{ кг}.$$

Общее количество закиси железа для окисления элементов

$$M_{(\text{FeO})} = \sum_{i=1}^n m_{(\text{FeO})}(i) = 1288,813 \text{ кг}.$$

Для получения такого количества (FeO) потребуется кислорода



$$m_{\text{O}_2} = \frac{M_{(\text{FeO})}}{\mu_{\text{FeO}}} \cdot \frac{1}{2} \mu_{\text{O}_2} = \frac{1288,813}{72} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 286,403 \text{ кг}.$$

При этом потребуется железа

$$m_{[\text{Fe}]} = \frac{M_{(\text{FeO})}}{\mu_{\text{FeO}}} \cdot \mu_{\text{Fe}} = \frac{1288,813}{72} \cdot 56 = 1002,410 \text{ кг}.$$

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

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						48
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,06}{0,06} = 0,064 \%$$

В конце периода плавания содержание кислорода в металле было 0,014 %. Следовательно, необходимо повысить его содержание на 0,050 % или

$$m_{[O]} = \frac{0,050}{100} \cdot 139532,522 = 69,766 \text{ кг.}$$

Количество кислорода, необходимого в окислительный период,

$$m_{O_2} = 668,274 + 286,403 + 69,766 = 1024,443 \text{ кг.}$$

Шлакообразование

Принимаем окисленность шлака периода окисления в 9,5 %. Величина отношения количества железа, содержащегося в компонентах шлака (FeO) и (Fe₂O₃), равна 2.

Тогда процентное содержание железа в шлаке от (FeO)

$$FeO_{(FeO)} = \frac{\mu_{Fe}}{\mu_{FeO}} \cdot 9\% = \frac{56}{72} \cdot 9\% = 7,389 \%,$$

а процентное содержание железа в шлаке от (Fe₂O₃)

$$Fe_{(Fe_2O_3)} = \frac{Fe_{(FeO)}}{2} = \frac{7,389}{2} = 3,695 \%$$

Следовательно, в шлаке окислительного периода содержится

$$(Fe_2O_3) = \frac{\mu_{Fe_2O_3}}{2 \cdot \mu_{Fe}} \cdot Fe_{(Fe_2O_3)}, \quad (11)$$

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

Тогда по формуле (7) содержание (Fe₂O₃) в шлаке

$$(Fe_2O_3) = \frac{160}{2 \cdot 56} \cdot 3,695 = 5,279 \%$$

Массу оксидов железа в шлаке окислительного периода можно найти по формулам:

$$m_{(FeO)} = \frac{(FeO)}{100} \cdot m_{\text{шл}}, \quad (12)$$

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						49
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{(Fe_2O_3)}{100} \cdot m_{шл}, \quad (13)$$

где (FeO), (Fe₂O₃) – содержание оксидов в шлаке, %.

После скачивания шлака периода плавления в ванне его осталось 20 % или 1489,176 кг. Тогда шлак периода плавления внесет:

$$CaO - \frac{33,711}{100} \cdot 1489,176 = 502,016 \text{ кг,}$$

$$MgO - \frac{15,442}{100} \cdot 1489,176 = 229,959 \text{ кг,}$$

$$SiO_2 - \frac{15,411}{100} \cdot 1489,176 = 229,497 \text{ кг,}$$

$$Al_2O_3 - \frac{1,719}{100} \cdot 1489,176 = 25,599 \text{ кг,}$$

$$FeO - \frac{21,870}{100} \cdot 1489,176 = 325,683 \text{ кг,}$$

$$Fe_2O_3 - \frac{5,880}{100} \cdot 1489,176 = 87,564 \text{ кг,}$$

$$P_2O_5 - \frac{1,299}{100} \cdot 1489,176 = 19,344 \text{ кг,}$$

$$MnO - \frac{3,767}{100} \cdot 1489,176 = 56,097 \text{ кг,}$$

$$Cr_2O_3 - \frac{0,736}{100} \cdot 1489,176 = 10,960 \text{ кг,}$$

$$S - \frac{0,164}{100} \cdot 1489,176 = 2,442 \text{ кг.}$$

Итого: 1489,176 кг.

Количество оксидов поступивших в шлак из металла за период окисления указано в таблице 2.15.

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						50
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 2.15 – Оксиды поступившие в шлак из металла

				В килограммах
MnO	SiO ₂	P ₂ O ₅	Cr ₂ O ₃	Итого
210,033	368,893	9,841	76,478	769,825

Новый шлак наводится присадкой извести. Для удаления фосфора из металла необходима основность шлака $B = 2,0...3$. Принимая, $B = 2$, получим:

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

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

Отсюда следует, что масса извести

$$m_{изв} = \frac{2 \cdot m_{(SiO_2),п.шл} - m_{(CaO),п.шл}}{\frac{CaO_{изв}}{100} - 2 \cdot \frac{SiO_2_{изв}}{100}}, \text{ кг} \quad (14)$$

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

Тогда масса извести по формуле (10)

$$m_{изв} = \frac{2 \cdot 598,390 - 502,016}{\frac{82}{100} - 2 \cdot \frac{10}{100}} = 1120,587 \text{ кг.}$$

Принимаем количество извести 1120 кг.

Известь внесет в шлак

$$CaO - \frac{82,0}{100} \cdot 1120 = 918,400 \text{ кг,}$$

$$MgO - \frac{4,6}{100} \cdot 1120 = 51,520 \text{ кг,}$$

$$SiO_2 - \frac{10,0}{100} \cdot 1120 = 112,000 \text{ кг,}$$

$$Al_2O_3 - \frac{2,3}{100} \cdot 1120 = 25,760 \text{ кг,}$$

$$Fe_2O_3 - \frac{0,7}{100} \cdot 1120 = 7,840 \text{ кг,}$$

$$P_2O_5 - \frac{0,1}{100} \cdot 1120 = 1,120 \text{ кг,}$$

$$S - \frac{0,1}{100} \cdot 1120 = 1,120 \text{ кг.}$$

Итого: 1117,760 кг.

При этом образуется

$$CO_2 - \frac{0,2}{100} \cdot 1120 = 2,240 \text{ кг.}$$

Общая масса шлака без оксидов железа

$$1075,929 + 769,825 + 1109,920 = 2955,674 \text{ кг.}$$

Суммарное количество шлака найдем по формуле

$$m_{\text{шл}} = \frac{m'_{\text{шл}}}{1 - \frac{(Fe_2O_3) + (FeO)}{100}} \quad (15)$$

где $m'_{\text{шл}}$ – масса шлака без оксидов железа, кг;
 (FeO) , (Fe_2O_3) – содержание оксидов в шлаке, %.

Тогда по формуле (11)

$$m_{\text{шл}} = \frac{2955,674}{1 - \frac{5,279 + 9,5}{100}} = 3468,246 \text{ кг.}$$

Массы оксидов железа по формулам (8), (9):

$$m_{(FeO)} = \frac{9,5}{100} \cdot 3468,246 = 329,483 \text{ кг,}$$

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{5,279}{100} \cdot 3468,246 = 183,089 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		52

Сопоставим эти данные с поступлением железа в шлак в окислительный период.

Из шлака периода плавления поступает: (FeO) – 325,683 кг, (Fe₂O₃) – 87,564 кг.

Из извести поступает: (Fe₂O₃) – 7,840 кг.

Итого: (FeO) – 325,683 кг, (Fe₂O₃) – 95,404 кг. Следовательно, необходимо добавить оксидов железа в количестве: (FeO) – 3,800, (Fe₂O₃) – 87,685.

Для этого потребуется кислорода на образование (Fe₂O₃)

$$m_{O_2} = \frac{m_{(Fe_2O_3)}}{\mu_{Fe_2O_3}} \cdot \frac{3}{2} \cdot \mu_{O_2} = \frac{87,685}{160} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 24,027 \text{ кг,}$$

потребуется кислорода на образование (FeO)

$$m_{O_2} = \frac{m_{(FeO)}}{\mu_{FeO}} \cdot \frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2} = \frac{3,800}{72} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 1,689 \text{ кг.}$$

Потребуется железа на образование (Fe₂O₃)

$$m_{[Fe]} = \frac{m_{(Fe_2O_3)}}{\mu_{Fe_2O_3}} \cdot 2 \cdot \mu_{Fe} = \frac{87,685}{160} \cdot 2 \cdot 56 = 91,380 \text{ кг,}$$

потребуется железа на образование (FeO)

$$m_{[Fe]} = \frac{m_{(FeO)}}{\mu_{FeO}} \cdot \mu_{Fe} = \frac{3,800}{72} \cdot 56 = 2,956 \text{ кг.}$$

Количество и состав шлака окислительного периода представлен в таблице 2.16.

Таблица 2.16 – Количество и состав шлака окислительного периода

В килограммах

Компонент	Шлак периода плавления	Поступит из металла	Поступит из извести	Итого	Итого, %
1	2	3	4	5	6
CaO	502,016	–	918,400	1420,416	42,228
MgO	229,959	–	51,520	281,479	8,368
SiO ₂	229,497	368,893	112,000	710,390	21,120
Al ₂ O ₃	25,599	–	25,760	51,359	1,527
FeO	325,683	3,800	–	329,483	9,795
Fe ₂ O ₃	87,564	87,685	7,840	183,089	5,443
P ₂ O ₅	19,344	9,841	1,120	30,305	0,901
MnO	56,097	210,033	–	266,130	7,912
Cr ₂ O ₃	10,960	76,478	–	87,438	2,599
S	2,442	–	1,120	3,562	0,106
Итого	1489,161	756,730	1117,760	3363,651	100,000

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

22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР

Лист

53

Определение состава металла окислительного периода.

Количество железа, пошедшего на образование оксидов железа – 64,336 кг. Тогда железа в металле останется $137\,679,700 - 64,336 = 137\,615,364$ кг.

Содержание кислорода, растворенного в металле в конце окислительного периода

$$m_{[O]} = \frac{0,064}{100} \cdot 139532,522 = 89,301 \text{ кг.}$$

Количество и состав металла в конце окислительного периода представлен в таблице 2.17.

Таблица 2.17 – Количество и состав металла в конце окислительного периода

Элементы	Содержание в металле	
	кг	%
C	83,720	0,060
Si	0,000	0,000
Mn	209,299	0,151
P	13,953	0,010
S	52,500	0,038
O	89,301	0,064
Cr	97,673	0,070
Ni	230,490	0,166
Cu	243,500	0,176
Fe	137 615,364	99,264
Итого	138 635,800	100,000

ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВА И СОСТАВА ГАЗОВ В ПЕРИОДЫ ПЛАВЛЕНИЯ И ОКИСЛЕНИЯ

Общее количество {CO} составляет 1538,320 кг.

За время плавки расходуется 1,3 кг/т электродов. В период плавления расход составит 75 %, а в окислительный период 25 %. В электроде содержание углерода составляет 99 %, тогда окисляется углерода

$$m_C = \frac{1,3 \cdot 150}{100} \cdot 99 = 193,050 \text{ кг.}$$

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

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{0,7 \cdot 193,05}{12} \cdot 28 = 315,315 \text{ кг;}$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0,3 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{0,3 \cdot 193,05}{12} \cdot 44 = 212,355 \text{ кг.}$$

Количество кислорода, необходимого для окисления углерода, составит:

$$m_{O_2} = m_{CO} - m_C = 315,315 - 193,05 \cdot 0,7 = 180,180 \text{ кг;}$$

$$m_{O_2} = m_{CO_2} - m_C = 212,355 - 193,05 \cdot 0,3 = 154,440 \text{ кг.}$$

Итого, масса кислорода на окисление углерода равна 334,620 кг.

Общее количество требуемого кислорода за два периода составит 5772,512 кг.

Принимаем, что 2 % или 115,450 кг кислорода приходится на кислород воздуха.

Объем кислорода в воздухе

$$V_{O_2} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \cdot 115,450 = 80,815 \text{ м}^3.$$

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

$$V_N = \frac{100 - 21}{21} \cdot V_{O_2} = 304,018 \text{ м}^3.$$

Массовое содержание кислорода в воздухе 23 %, тогда

$$m_N = \frac{100 - 23}{23} \cdot m_{O_2} = 386,507 \text{ кг.}$$

Объем и масса воздуха:

$$V_B = V_{O_2} + V_N = 80,815 + 304,018 = 384,833 \text{ м}^3;$$

$$m_B = m_{O_2} + m_N = 115,450 + 386,507 = 501,957 \text{ кг.}$$

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

$$m_{O_2} = \frac{100 - 2}{100} \cdot \frac{5772,512}{k_{исп}} = 6655,367 \text{ кг.}$$

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

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						55
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$m_{O_2, \text{тех}} = \frac{6655,367}{99,9} \cdot 100 = 6662,029 \text{ кг};$$

$$V_{O_2, \text{тех}} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_2, \text{тех}} = 4663,420 \text{ м}^3.$$

С кислородом вносится азота $6662,029 - 6655,367 = 6,662$ кг.

При нагреве извести выделяется $\{CO_2\}$ 5,240 кг.

Определим количество влаги, вносимой воздухом из следующих условий: $t_B = 20$ °С, $p_B = 760$ мм. рт. ст., $f = 0,7$, $E = 17,5$ мм. рт. ст.

Влажность атмосферного воздуха

$$V_{\text{влаж.в}} = V_B \cdot \frac{273 + t_B}{273} \cdot \frac{p_B}{p_B - E \cdot f} = 384,833 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{760}{760 - 0,7 \cdot 17,5} = 419,792 \text{ м}^3.$$

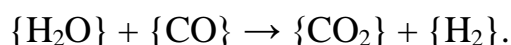
Количество водяного пара в 1 м³ атмосферного воздуха

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

Масса влаги

$$m_{\text{вл}} = V_{\text{влаж.в}} \cdot p_{\text{в.пара}} = 419,792 \cdot 0,013 = 5,457 \text{ кг}.$$

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

$$m_{\{H_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{H_2} = \frac{5,457}{18} \cdot 2 = 0,606 \text{ кг},$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{5,457}{18} \cdot 44 = 13,340 \text{ кг}.$$

Для этого необходима окись углерода в количестве

$$m_{\{CO\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{CO} = \frac{5,457}{18} \cdot 28 = 8,489 \text{ кг}.$$

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						56
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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

$$m_{O_2} = \frac{15}{100} \cdot 6655,367 = 998,305 \text{ кг.}$$

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

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{998,305}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 3745,339 \text{ кг.}$$

Для этого потребуется {CO} в количестве $3745,339 - 998,305 = 1747,034$ кг. Массовый и процентный состав газов за два периода представлен в таблице 2.18.

Таблица 2.18 – Состав газов за два периода

Содержание газов	CO	CO ₂	H ₂	N ₂	Итого
кг	98,112	2976,274	0,606	393,169	3468,161
м ³	78,490	1515,194	6,787	314,535	1915,006
%	2,829	85,817	0,017	11,337	100,000

Таким образом, приходные и расходные статьи материального баланса имеют вид указанный в таблице 2.19.

Таблица 2.19 – Материальный баланс

Израсходовано		Получено		
ЗА	105 000	металл	138 635,800	
ЗБ	20 000	шлак	9320,369	
металл предыдущей плавки	25 000	газы	3468,161	
известь	2620	пыли	12 263,998	
магнезиальный материал	1000	в том числе:	12 249,526	
электроды	195			Fe ₂ O ₃
воздух	507,414			Ni
кислород	6655,367			Cr ₂ O ₃
шлак предыдущей плавки	2501,700		10,962	
Итого	163 479,481	итого	163 688,328	

Невязка

$$163688,328 - 163479,481 = 208,847 \text{ кг,}$$

$$\frac{163688,328 - 163479,481}{163688,328} \cdot 100 \% = 0,13 \%$$

Выход жидкой стали

$$y = \frac{138635,800}{150000} = 0,92.$$

Расчёт процесса раскисления и легирования

Составим баланс обработки в печи-ковше стали марки 14Г2. Дополнительное техническое условие: для гарантии выполнения требования заказчика по технологической пластичности и механическим свойствам (повышенные относительное сужение и ударная вязкость) необходимо иметь в стали не более 0,015 % серы.

Пользуясь справочными данными, находим химический состав стали 14Г2 и делаем поправку на допустимое содержание серы (таблица 2.20).

Таблица 2.20 – Химический состав готовой стали, масс

В процентах

Химический элемент	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
Содержание	0,12 – 0,18	0,17 – 0,37	1,2 – 1,6	≤ 0,035	≤ 0,030	≤ 0,30	≤ 0,30	≤ 0,30

Состав жидкого полупродукта, полученного в ДСП, приведен в таблице 2.21.

Таблица 2.21 – Состав жидкой стали полупродукта, масс

В процентах

C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
0,060	0,000	0,151	0,010	0,038	0,070	0,166	0,176

Состав используемых ферросплавов и раскислителей приведен в таблице 2.22.

Таблица 2.22 – Химический состав используемых материалов, масс

В процентах

Материал	C	Mn	Si	Cr	S	P	Fe	Al
Ферросиликомарганец МнС17	1,56	67,1	10,5	–	0,020	0,02	20,8	–
Ферросилиций ФС65	0,07	0,2	66,7	–	0,007	0,023	33	–
Алюминий катанка	–	–	1,5	–	–	–	–	97

Раскисление и легирование.

Определим количество ферросплавов (таблица 2.22), 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 (таблица 26). Величину присадок определим по формуле

$$M_{\text{фспл}} = \frac{M_{\text{ж.ст}} ([C]_{\text{гот.ст}} - [C]_{\text{исх}}) \cdot 100}{[C]_{\text{фспл}} (100 - K_{\text{уг}})}, \quad (16)$$

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

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

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

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

$$M_{\text{MnC17}} = \frac{118000 \cdot (1,3 - 0,151) \cdot 100}{67,1 \cdot (100 - 0)} = 2109 \text{ кг.}$$

Он дополнительно внесет в расплав, с учетом угара:

$$\text{Mn: } 2109 \cdot 0,671 = 1415,139 \text{ кг;}$$

$$\text{Si: } 2019 \cdot 0,105 \cdot 0,85 = 188,228 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe: } 2109 \cdot 0,138 = 438,672 \text{ кг;}$$

$$\text{C: } 2109 \cdot 0,0156 \cdot 0,7 = 23,030 \text{ кг;}$$

$$\text{P: } 2109 \cdot 0,0002 = 0,422 \text{ кг;}$$

$$\text{S: } 2109 \cdot 0,0002 = 0,422 \text{ кг.}$$

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

Расход ферросилиция при усвоении кремния 85 % (с учетом кремния из других ферросплавов) составит

$$M_{\text{ФС65}} = \left(\frac{118000 \cdot (0,22 - 0) \cdot 100}{66,7 \cdot (100 - 15)} \right) = 124 \text{ кг.}$$

$$\text{Si: } 124 \cdot 0,667 \cdot 0,85 = 70,302 \text{ кг;}$$

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						59
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$\text{Mn: } 124 \cdot 0,002 = 0,248 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe: } 124 \cdot 0,33 = 40,920;$$

$$\text{C: } 124 \cdot 0,0007 \cdot 0,7 = 0,061 \text{ кг;}$$

$$\text{P: } 124 \cdot 0,00023 = 0,029 \text{ кг;}$$

$$\text{S: } 124 \cdot 0,00007 = 0,009 \text{ кг.}$$

Расход углеродистого порошка с учетом угара

$$M_C = \frac{118000 \cdot (0,14 - 0,06) \cdot 100}{99,795 \cdot (100 - 30)} = 75 \text{ кг.}$$

Состав и количество шлака.

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

Шлаковая смесь внесет

из извести:

$$\text{CaO: } 900 \cdot 0,82 = 738 \text{ кг;}$$

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

$$\text{SiO}_2: 900 \cdot 0,10 = 90 \text{ кг;}$$

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

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

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

из глинозема

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

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

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

в результате угара окислится кремния: $124 \cdot 0,667 \cdot 0,15 = 12,406$ кг;

из остальных ферросплавов: 33,217 кг.

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						60
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Всего окислится кремния: $12,406 + 33,217 = 45,623$ кг. При этом образуется $45,623 \cdot 60/28 = 97,763$ кг SiO_2 . Помимо кремния в шлак перейдет $27 \cdot 102/54 = 51$ кг Al_2O_3 в результате окисления алюминия.

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

$$\begin{aligned} \text{MgO: } & 141,6 \cdot 0,92 = 130,272 \text{ кг;} \\ \text{SiO}_2: & 141,6 \cdot 0,08 = 11,328 \text{ кг;} \end{aligned}$$

По результатам проведенных расчетов можно определить количество состав образующего шлака. Результат оформлен в таблице 2.23.

Таблица 2.23 – Количество и состав шлака в ковше-печи

Источник поступления	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	MgO	Итого
Известь	738,000	20,700	90,000	6,300	41,400	896,400
Глинозем	–	99,000	1,000	–	–	100,000
Продукты раскисления	–	51,000	97,763	–	–	148,763
Футеровка	–	–	11,328	–	130,272	141,600
Итого, кг	738,000	170,700	200,091	6,300	171,672	1286,763
Итого, %	57,353	13,266	15,550	0,490	13,341	100,000

Рассматривая результаты расчетов, приведенные в таблице 2.23 следует сделать два замечания:

– по сравнению с обычным для обработки стали в печи-ковше содержанием SiO_2 (3...7 %), фактическое значение более высокое. Это связано с тем, что обработке подвергали сталь, легированную кремнием. Присадка большого количества ферросилиция вызвала и образование большого количество кремнезема. Понизить его содержание в шлаке можно присадкой большого количества шлаковой смеси ($\text{CaO} + \text{Al}_2\text{O}_3$). 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.

– полученное расчетом содержание $\text{Fe}_2\text{O}_3 = 0,739$ % высоко и может быть лишь в начале процесса. По ходу его развития этот оксид расходуется на окисление раскислителей и вдуваемого углерода. Таким образом, Fe_2O_3 выступает как дополнительный окислитель, дополняя растворенный в стали кислород.

Десульфурация.

Вследствие наводки в печи-ковше активного шлака с высокой десульфурующей способностью в условиях интенсивного перемешивания вдуваемым аргоном коэффициент распределения серы между шлаком и металлом $L_s = (S)/[S]$ до-

стигает 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:

$$[S] = [S]_0 / (1 + L_s \cdot a / 100), \quad (17)$$

где a – количество шлака в % от массы металла;

$[S]_0$ и $[S]$ – содержание серы в стали в исходном (до обработки) и конечном (после обработки) состояниях. Вносимой ферросплавами серой можно пренебречь.

Тогда конечное содержание серы в металле гарантированно не превысит

$$[S] = 0,022 / (1 + 250 \cdot 1421 / 100) = 0,008 \text{ \%}.$$

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 печи-ковше газ образуется в основном в результате окисления углерода и потерь при прокаливании шлаковых материалов. При наведении шлака выделится:

из извести:

$$900 \cdot 0,2 = 180 \text{ кг};$$

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

$$75 \cdot 0,3 \cdot 28 / 12 = 52,500 \text{ кг};$$

30 % угара углерода, вносимого остальными ферросплавами:

$$23,091 \cdot 0,3 \cdot 28 / 12 = 16,164 \text{ кг}.$$

Итого образуется газа:

$$180 + 52,500 + 16,164 = 248,664 \text{ кг}.$$

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.

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		62

Выход жидкой стали.

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

Углерод поступает с полупродуктом, ферросплавами и порошком науглероживателя. Остальные элементы вносятся полупродуктом и ферросплавами с учетом их содержания, но без учета угара. Результаты оформим в виде таблицы 2.24.

Таблица 2.24 – Баланс металла

В килограммах

Элемент	Поступило*	Перешло в шлак	Перешло в газ	Содержится в металле	
				кг	%
C	198,165	–	29,427	168,737	0,140
Si	304,153	45,623	–	258,530	0,215
Mn	1593,567	–	–	1593,567	1,325
Cr	82,600	–	–	82,600	0,069
S	45,270	35,830	–	9,440	0,008
P	12,250	–	–	12,250	0,010
Al	90,000	27,000	–	63,000	0,052
Ni	195,880	–	–	195,880	0,163
Cu	207,680	–	–	207,680	0,173
Fe	117 687,812	–	–	117 687,812	97,845
Итого	120 417,377	108,453	29,427	120 279,497	100,000

*Без учета угара

Невязка $120417,377 - (108,453 + 29,427 + 120279,497) = 0$.

Выход жидкой стали $(120279,497/120417,377) \cdot 100 = 99,89\%$ от введенных в ковш-печь исходных материалов. Материальный баланс обработки стали в ковше-печи приводится в таблице 2.25. Невязка 416,924 кг или 0,34 %.

Таблица 2.25 – Материальный баланс плавки

В килограммах

Поступило		Получено	
материал	количество	продукт	количество
полупродукт	118 000	сталь	120 279,497
известь	900		
глинозем	100	шлак	1286,763
MnС17	2019		
ФС65	124	газ	248,664
алюминий	90	невязка	416,924
углеродистый порошок	75		
Итого	121 398	Итого	121 398

2.2 Тепловой баланс

Статьи прихода тепла.

Тепло, вносимое электрической энергией, Q_1 .

На ОАО «АМЗ» расход электрической энергии фиксируется приборами учета электроэнергии. Важным параметром, характеризующим использование электроэнергии, является коэффициент полезного действия, учитывающий потери энергии при подводе ее к рабочему пространству печи на ДСП-120 в ЭСПЦ – 2 $\eta = 90 \%$. Расход электроэнергии, с учетом подогрева лома и наличия газокислородных горелок и времени их работы, равен 515 кВт·ч/т. Для пересчета кВт·ч в МДж используется переводной коэффициент 3,6 (1 Вт·ч = 3600 Дж/ч).

Расчет проведем на 120 т шихты. Зададимся расходом электрической энергии, равным 515 кВт·ч/т стали, или 60,5 МВт·ч на 120 т. Тогда с учетом электрического КПД $\eta = 0,9$

$$Q_1 = 60,5 \cdot 3,6 \cdot 0,9 = 196,02 \text{ ГДж.}$$

Тепло, вносимое в печь шихтовыми материалами, Q_2 .

Расчет энтальпии ведется по формуле

$$\Delta H_k = ((M_{3A} \cdot c_{3A}) + (M_{3Б} \cdot c_{3Б})) \cdot \Delta t_k, \quad (18)$$

где ΔH_k – изменение энтальпии компонентов;

M_{3A} – масса лома 3А;

c_{3A} – теплоемкость лома 3А;

$M_{3Б}$ – масса чугуна;

$c_{3Б}$ – теплоемкость чугуна;

Δt_k – изменение температуры компонента.

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

$$H_{л} = ((105 \cdot 10^3 \cdot 0,460 \cdot 10^{-3}) + (20 \cdot 10^3 \cdot 0,500 \cdot 10^{-3})) \cdot 400 = 23,32 \text{ ГДж.}$$

Итого энтальпия шихты составит: $Q_2 = \Delta H = 23,32 \text{ ГДж.}$

Тепло, вносимое известью Q_3 .

Количество тепла, поступающего с известью,

$$Q_3 = m_{изв} \cdot C_{изв} \cdot t_{изв}, \quad (19)$$

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

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

Тогда $Q_3 = 2620 \cdot 0,760 \cdot 20 = 0,04 \text{ ГДж.}$

Тепло, вносимое магнезиальным материалом Q_4 .

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		64

$$Q_3 = m_m \cdot C_m \cdot t_m, \quad (20)$$

при $t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$ теплоемкость магниального материала равна $957 \text{ Дж}/(\text{кг}\cdot\text{К})$.

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

Тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций, Q_5 .

Для определения Q_5 необходимо предварительно составить материальный баланс, с помощью которого устанавливают состав и количество исходных материалов и продуктов плавки. Энергия экзотермических реакций окисления компонентов металлошихты выделяется в различных зонах рабочего пространства ДСП: на поверхности кусков шихты, в жидкой ванне и в газовой фазе, что предопределяет и различную степень полезного использования выделяющегося тепла. Эффективное использование Q_5 во многом определяет энергетическую эффективность ДСП. Тепло экзотермических реакций определяем по формуле

$$Q_4 = m_{\text{эл}} \cdot \Delta H_{\text{эл}}, \quad (21)$$

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

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

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

$$\Delta H_T^0 = \Delta H_{298}^0 + \int_{298}^T \Delta C_p dT, \quad (22)$$

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

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

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

$$\Delta H_T^0 = \Delta H_{298}^0 + \int_{298}^{T_{\text{превр}}} \Delta C_p' dT \pm \nu \cdot \Delta H_{\text{превр}} + \int_{T_{\text{превр}}}^T \Delta C_p'' dT. \quad (23)$$

В каждую алгебраическую сумму $\Delta C_p'$ и $\Delta C_p''$ входят теплоемкости тех фаз, которые устойчивы в данном интервале температур. Теплота превращения $\Delta H_{\text{превр}}$ берется со своим или противоположным знаком в зависимости от принадлежности

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						65
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

сти к продукту реакции или исходному веществу. Также определение теплового эффекта реакции возможно из выражения

$$\Delta G_T^0 = \Delta H_T^0 - T \cdot \Delta S_T^0. \quad (24)$$

Тепло экзотермических реакций определяем суммированием теплот реакций, идущих с отрицательным эффектом (таблица 2.26)

Таблица 2.26 – Теплота реакций

$[\text{Si}] + \{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{SiO}_2)$	$261,355 \cdot 29,51 = 7712,586 \text{ МДж}$
$[\text{Mn}] + 1/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{MnO})$	$206,891 \cdot 7,41 = 1533,060 \text{ МДж}$
$2[\text{Fe}] + 3/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{Fe}_2\text{O}_3)$	$8\ 839,864 \cdot 7,29 = 64\ 442,609 \text{ МДж}$
$[\text{Fe}] + 1/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{FeO})$	$1\ 205,436 \cdot 4,11 = 4954,342 \text{ МДж}$
$[\text{C}] + 1/2\{\text{O}_2\} \rightarrow \{\text{CO}\}$	$506,076 \cdot 11,43 = 5784,449 \text{ МДж}$
$2[\text{Cr}] + 3/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{Cr}_2\text{O}_3)$	$74,129 \cdot 11,33 = 839,880 \text{ МДж}$

Следовательно, $Q_5 = 85,267 \text{ ГДж}$.

Тепло, вносимое газокислородными горелками, Q_6 .

Вносимое горелками тепло определяется по формуле

$$Q_{\text{гор}} = N_{\text{гор}} \cdot \tau \cdot P_{\text{гор}} \cdot 3,6, \quad (25)$$

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

τ – время работы горелки, ч;

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

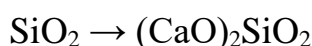
3,6 – переводной коэффициент кВт·ч в МДж.

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

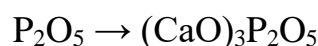
$$Q_{\text{гор}} = 4 \cdot 0,25 \cdot 3,3 \cdot 10^3 \cdot 3,6 = 11,880 \text{ ГДж}.$$

Тепло шлакообразования Q_7 .

Тепло шлакообразования:



$$313 \cdot \frac{60}{28} \cdot 2,32 = 15,561 \cdot 10^8 \text{ Дж};$$



$$22,547 \cdot \frac{142}{62} \cdot 4,70 = 2,427 \cdot 10^8 \text{ Дж}.$$

Следовательно $Q_7 = (15,561 + 2,427) \cdot 10^8 = 1,799$ ГДж.

Тепло от окисления электродов.

Тепло, выделенное в печи от окисления графитированных электродов, можно определить только ориентировочно, несмотря на то, что взвешиванием можно точно установить массу израсходованных за плавку (или за период) электродов. При определении Q_8 следует помнить, что не вся масса израсходованных электродов сгорает в печи. Часть углерода электродов окисляется лишь до окиси, а часть уносится с газами в виде сажи, учесть которую невозможно из-за попутного уноса из печи и других механических компонентов. А. Д. Свенчанский рекомендует учитывать в приходной части баланса лишь 60 % от потенциально возможного Q_8 . Тогда тепло от окисления электродов равно

$$Q_8 = 0,6 \cdot \Delta m_э \cdot q_c, \quad (26)$$

где $\Delta m_э$ – масса израсходованных электродов, кг;
 q_c – тепловой эффект окисления графита, МДж/кг.

Тогда $Q_8 = 0,6 \cdot 195 \cdot 33,5 = 3,92$ ГДж.

Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки Q_9 .

Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки:

$$Q_9 = Q_M + Q_{шл}, \quad (27)$$

$$Q_M = m_M \cdot C_M \cdot t_M, \quad (28)$$

$$Q_{шл} = m_{шл} \cdot C_{шл} \cdot t_{шл}, \quad (29)$$

где m_M , $m_{шл}$ – масса металла и шлака, кг.

Тогда $Q_9 = 25000 \cdot 0,838 \cdot 1620 + 2501,7 \cdot 1,25 \cdot 1700 = 39,255$ ГДж.

Тепло, вносимое воздухом и газообразным кислородом Q_{10} .

Тепло, вносимое воздухом и газообразным кислородом:

$$Q_{10} = V \cdot c \cdot T, \quad (30)$$

где V – объем воздуха или кислорода, м³;

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

T – температура воздуха или кислорода, К.

Тогда

$$Q_B = 384,833 \cdot 1,327 \cdot 293 = 0,150 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		67

$$Q_k = 4663,42 \cdot 1,31 \cdot 293 = 1,790 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$Q_{10} = (0,150 + 1,790) \cdot 10^9 = 1,940 \text{ ГДж.}$$

Статьи расхода тепла

Тепло, идущее на нагрев, плавление и перегрев до заданной температуры металла, шлака и легирующих добавок, Q_{11} .

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

$$H_k = M_k \cdot [c_1 \cdot (t_{пл} - t_o) + q_M + c_2 \cdot (t_{вып} + t_{пл})], \quad (31)$$

где M_k – 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_o – температура скрапа при завалке;

$t_{пл}$ – температура плавления стали;

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

q_M – теплота плавления металла.

Тогда

$$Q_{3A} = 105000 \cdot [0,700 \cdot (1500 - 400) + 284 + 0,800 \cdot (1630 - 1500)] = 121,59 \text{ ГДж.}$$

Для чугуна

$$Q_{17Б} = 20000 \cdot [0,650 \cdot (1200 - 400) + 218 + 1,05 \cdot (1630 - 1200)] = 23,79 \text{ ГДж.}$$

Физическое тепло шлака находим по формуле

$$Q_{ш} = (C_{ш} \cdot t_{ш} + q_{ш}) \cdot m_{ш}, \quad (32)$$

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

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

$m_{ш}$ – масса шлака, кг.

$$Q_{ш} = (1,25 \cdot 1800 + 209,5) \cdot 5956,718 + (1,25 \cdot 1667 + 209,5) \cdot 3363,651 = 22,364 \text{ ГДж}$$

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						68
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Тогда $Q_{11} = 121,590 + 23,790 + 22,364 = 167,744$ ГДж.

Потери тепла с отходящими газами Q_{12} .

Потери тепла с отходящими газами Δt_k

$$Q_{12} = V \cdot i, \quad (33)$$

где V – объем выделяющихся газов, м^3 ;

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

Находим энтальпию продуктов реакции для каждого из газов:

$$\text{CO}: 0,0283 \cdot 1112,06 = 31,471;$$

$$\text{CO}_2: 0,8582 \cdot 1718,95 = 1475,203;$$

$$\text{H}_2: 0,0002 \cdot 1055,12 = 0,211;$$

$$\text{N}_2: 0,1134 \cdot 1094,65 = 124,133;$$

$$i_{yx}^{800} = 1631,019 \text{ кДж}/\text{м}^3.$$

Тогда $Q_{12} = 1915,006 \cdot 1631,019 = 3,123$ ГДж.

Потери тепла через водоохлаждаемые панели, Q_{13} .

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

$$Q_8 = c_v \cdot V_v \cdot (t_{\text{вых}} - t_{\text{вх}}) \cdot \tau, \quad (34)$$

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

V_v – часовой расход воды через элемент (или всю печь), $\text{м}^3/\text{ч}$;

$t_{\text{вых}}$ – температура воды на выходе, $^\circ\text{C}$;

$t_{\text{вх}}$ – температура воды на входе, $^\circ\text{C}$;

τ – время, ч.

Анализ работы ДСП на ОАО «АМЗ» показал, что при соблюдении температурного режима расход воды на охлаждение стеновых панелей составляет $\sim 580 \text{ м}^3/\text{ч}$, и $350 \text{ м}^3/\text{ч}$ на охлаждение сводовых панелей.

Потери тепла на охлаждение стен составят:

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

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		69

Потери тепла на охлаждение свода составят:

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

Итого: $Q_{13} = 36,54 + 22,05 = 58,59 \text{ ГДж}$.
Тепло, уносимое частицами Fe_2O_3 :

$$Q_{14} = 12249,526 \cdot (1,23 \cdot 1600 + 209,34) = 26,671 \text{ ГДж}.$$

Тепло идущее на протекание эндотермических реакций, Q_{15} .

Энергетические затраты эндотермических процессов связаны с нагревом и испарением влаги, внесенной загружаемыми в печь материалами, разложением оксидов железа, железной руды, карбонатов кальция (при недопале извести) или гидратов оксида кальция (при гидратации извести), шлакообразованием. Из реакций, происходящих в печи, эндотермическими являются реакции десульфурации, обезуглероживания, восстановления и процессы испарения элементов. Для более общей оценки эндотермических реакций принимаем удельные энергетические затраты на эндотермические процессы равными 50...150 МДж/т и m_o

$$Q_{15} = (50 \dots 150) \cdot m_o, \quad (35)$$

где m_o – емкость печи, т.

Тогда

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

Тепловые потери электрической сетью Q_{16}

Эти потери связаны с тем, что при прохождении тока по проводнику в нем выделяется тепло, которое частично рассеивается в окружающее пространство. Электрические потери зависят от конструкции токоподвода, параметров электрического режима и стабильности горения электрических дуг. В состав электрических потерь входят потери в шинах высокого напряжения, в трансформаторе, во вспомогательной аппаратуре, в короткой сети.

По закону Джоуля-Ленца

$$Q_4 = I^2 \cdot R \cdot \tau, \quad (36)$$

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

R – сопротивление, Ом;

τ – время работы печи под током, с.

Тогда

$$Q_4 = 90000 \cdot 3000 \cdot 12,753 \cdot 10^{-4} = 34,433 \text{ ГДж}.$$

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						70
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Потери тепла через футеровку, Q_{17} .

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

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

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

$$Q_{сл} = \lambda \cdot (t_1 - t_2) \cdot F \cdot \tau / \delta, \quad (37)$$

где λ – коэффициент теплопроводности материала слоя, Дж/(м·ч·К);
 t_1, t_2 – температура на внутренней и внешней поверхностях слоя, К;
 F – площадь поверхности теплообмена, м²;
 τ – время, ч;
 δ – толщина слоя, м.

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

$$Q_{кож} = \alpha \cdot (t_k - t_b) \cdot F \cdot \tau, \quad (38)$$

где α – суммарный коэффициент теплоотдачи излучением и конвекцией, Дж/(м·ч·К);
 t_k – температура на внешней поверхности кожуха, К;
 t_b – температура окружающего воздуха, К.

На действующей печи известны степень черноты кирпичной кладки и кожуха, значения температуры t_k геометрия печи. Для ДСП температура внутренней поверхности кладки $t_{вн}$ для подины принимается равной температуре жидкого металла в ванне. Средняя температура воздуха принимается равной 20 °С. При этом значение α зависит от другой неизвестной – температуры кожуха t_k . 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 при-

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		71

ближений. Для этого в первую очередь задаются температурой кожуха t_k . Так как есть дополнительный слой теплоизоляции t_k равно $100\text{ }^\circ\text{C}$.

Затем определяем среднюю температуру футеровки

$$t_{cp} = (t_{вн} - t_k)/2. \quad (39)$$

По справочной литературе для данной t_{cp} находим коэффициент теплопроводности материала λ по рисунку 2.1 определяем значение α , соответствующее данной температуре кожуха. Далее вычисляем значение теплового потока $q_7 = Q_7/F$ и сравниваем его величину с приведенным на том же рисунке $q_{окр}$.

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

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

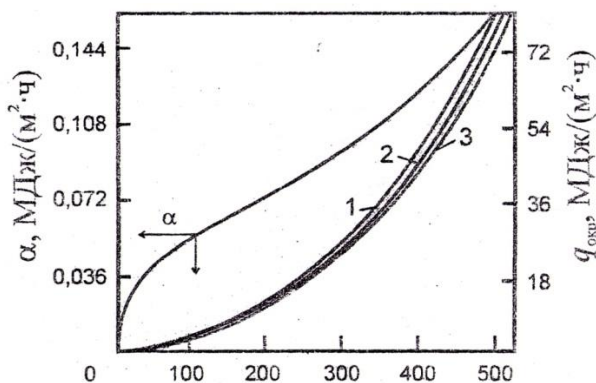


Рисунок 2.1 – Зависимость коэффициента суммарной теплоотдачи α и удельного теплового потока, теряемого поверхностью печи в окружающую среду при $t_{вн}$: $10\text{ }^\circ\text{C}$ – 1; $20\text{ }^\circ\text{C}$ – 2; $30\text{ }^\circ\text{C}$ – 3

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

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

Потери тепла через завалочное окно, Q_{18} .

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

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

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot g \cdot \Delta p}{\rho_{\Gamma}}}; \quad (40)$$

$$V_1 = 3600 \cdot \omega \cdot F; \quad (41)$$

$$V_0 = 273 \cdot \frac{V_1}{T_{\text{ух}}}, \quad (42)$$

где ω – скорость газового потока, м/с;

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

Δp – скоростной напор, Па;

ρ_{Γ} – плотность уходящих газов, кг/м³;

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

F – площадь сечения патрубка, м²;

V_0 – количество газов, уходящих из печи (приведенные к температуре 0 °С), м³/ч;

$T_{\text{ух}}$ – температура уходящих газов, К.

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

$$Q_{18} = V_0 \cdot c_{\text{сух}} \cdot T_{\text{сух}} \cdot \tau, \quad (43)$$

где $c_{\text{сух}}$ – средняя теплоемкость уходящих газов, Дж/(м³·К).

В среднем на печи перепад давления между печью и атмосферой составляет 2 Па, плотность отходящих газов – 1,5 кг/м³, площадь сечения завалочного окна – 9 м², температура отходящих газов в среднем за плавку – 1200 °С. Тогда

$$\omega = 5,1 \text{ м/с};$$

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

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

Тогда количество тепла, потерянное через завалочное окно за плавку,

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

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						73
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Полученный тепловой баланс плавки стали 14Г2 в ДСП-120 приведен в таблице 2.27.

Таблица 2.27 – Тепловой баланс плавки стали в ДСП-120

Статьи прихода	ГДж	%	Статьи расхода	ГДж	%
электроэнергия, Q_1	196,020	53,932	полезный расход энергии, Q_{11}	167,744	46,152
тепло, вносимое шихтой, Q_2	23,320	6,416	тепло, уносимое газами, Q_{12}	3,123	0,859
тепло, вносимое другими материалами, $Q_{3+} Q_4$	0,059	0,016	потери с охлаждающей водой, Q_{13}	58,59	16,120
тепло экзотермических реакций, Q_5	85,267	23,460	тепло, уносимое частицами Fe_2O_3 , Q_{14}	26,671	7,338
тепло, поступающее от ГКГ, Q_6	11,880	3,269	тепло эндотермических реакций, Q_{15}	21,000	5,778
тепло шлакообразования, Q_7	1,799	0,495	потери электрической сетью, Q_{16}	34,433	9,474
тепло от окисления электродов, Q_8	3,920	1,078	потери через футеровку, Q_{17}	0,724	0,199
тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки, Q_9	39,255	10,800	потери через завалочное окно, Q_{18}	48,381	13,311
тепло кислорода и воздуха, Q_{10}	1,940	0,534	неучтенные потери	2,792	0,768
Итого	363,459	100,00	Итого	363,459	100,00

Вывод по разделу два

Рассчитан материальный баланс плавки для данной марки стали. Невязка материального баланса в ДСП составила 208,847 кг или 0,13 %, что находится в допустимых пределах. Следовательно, расчеты произведены верно.

3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства

Современная концепция управления качеством и обеспечения качества тонколистового проката предусматривает наличие разнообразных способов и каналов воздействия на качественные показатели продукции. Однако, несмотря на неоспоримый прогресс в технологии прокатки, до настоящего времени не удалось предотвратить образование дефектов поверхности готовой продукции вследствие того, что не происходит своевременная идентификация поверхностных дефектов непосредственно в процессе обработки металла.

Кроме того, при современной технологии производства тонколистового горяче- и холоднокатаного металлопроката возникли новые проблемы предупреждения поверхностных дефектов, связанных с большой выкатываемостью и трансформацией внутренних дефектов непрерывно литых слябов, слитков. Освоение производства холоднокатаного листа особо сложной вытяжки, первой группы отделки поверхности, холоднокатаного листа и жести с металлическими и органическими покрытиями повышенной коррозионной стойкости, листа для полиграфической промышленности, кикескопной полосы и других видов продукции холоднокатаного листа и ленты с повышенными служебными свойствами потребовали более строгого дифференцированного подхода к оценке определения внешней характеристики, причин образования, предупреждения и исправления дефектов поверхности и формы металлопроката.

В этих условиях для предотвращения образования дефектов поверхности готовой продукции в зависимости от ее назначения возникла необходимость:

- во-первых, совершенствования оборудования и разработки сквозной технологии предупреждения дефектов как обусловленных качеством непрерывного сляба и слитка, отлитого в изложницу, так и образовавшихся в процессе деформации и при отделочных операциях;

- во-вторых, разработки оптимальных ограничений глубины, ширины, высоты, частоты и т.п. дефектов поверхности и формы на любой стадии изготовления конкурентоспособной продукции и отвечающей требованиям стандартов.

3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения

Дефекты литого металла и обработанного давлением по расположению делятся на следующие две основные группы:

- дефекты наружной поверхности;
- дефекты осевой (центральной) зоны слитка.

Основные группы делят морфологическим признакам на подгруппы:

- пороки наружной поверхности металлургического передела;
- пороки наружной поверхности трубного передела.

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		75

К порокам трубного передела относятся дефекты трубопрокатного происхождения, формы, отделки, термообработки, дефекты труб с высаженными концами и приварными замками.

К основным видам дефектов на слитке или НЛЗ, имеющих сталеплавильное происхождение, относятся:

- пузыри поверхностное и подкорковые;
- горячие (кристаллизационные) трещины продольные, чаще всего угловые или расположенные близко к углам;
- скопления экзогенных неметаллических включений (огнеупорных материалов, теплоизоляционных смесей и теплоизоляционного шлака);
- завороты корки;
- пояса;
- глубокая усадочная раковина и подусадочная рыхлость в осевой зоне слитка;
- повышенная загрязненность центральной зоны неметаллическими включениями и ликватами легкоплавких компонентов;
- мосты по оси слитка и усадочная рыхлость между ними;
- утонувшая корочка во внутренних слоях;
- межкристаллитные трещины в центральной (осевой) зоне, прерывистые по длине;
- повышенное содержание водорода в металле (визуально не определяется).

Пороки центральной (осевой) зоны слитков (НЛЗ) и заготовки имеют сталеплавильное происхождение; пороки внутренней поверхности труб могут быть сталеплавильного и трубопрокатного происхождения.

Дефекты сталеплавильного происхождения являются следствием нарушения или несовершенства технологии при производстве слитков (НЛЗ) при выплавке и разливке, а также при их дальнейшей переработке в блюм, катаную заготовку, гильзу, трубу.

3.3 Ликвационная неоднородность

Ликвационная неоднородность является следствием большой протяженности и объема столбчатых кристаллов. Дефект способствует образованию грубой осевой пористости, осевых трещин, осевой и внецентренной ликвации, а также химической неоднородности.

Дефект выявляется визуально на протравленной поверхности макротемплета.

К причинам образования относятся:

- отклонение технологии раскисления и модифицирования стали;
- отклонения в тепловом режиме разливки стали;
- механическое отклонение в режиме качания стола.

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		76

Существуют следующие способы предупреждения дефекта:

- настройка первичного и вторичного охлаждения МНЛЗ;
- соблюдение температурно-скоростного режима разливки;
- использование электромагнитного перемешивания в верхних зонах вторичного охлаждения МНЛЗ.

После прокатки дефект может понижать механические свойства металла. На рисунке 3.1 показан дефект на протравленном макротемплете.

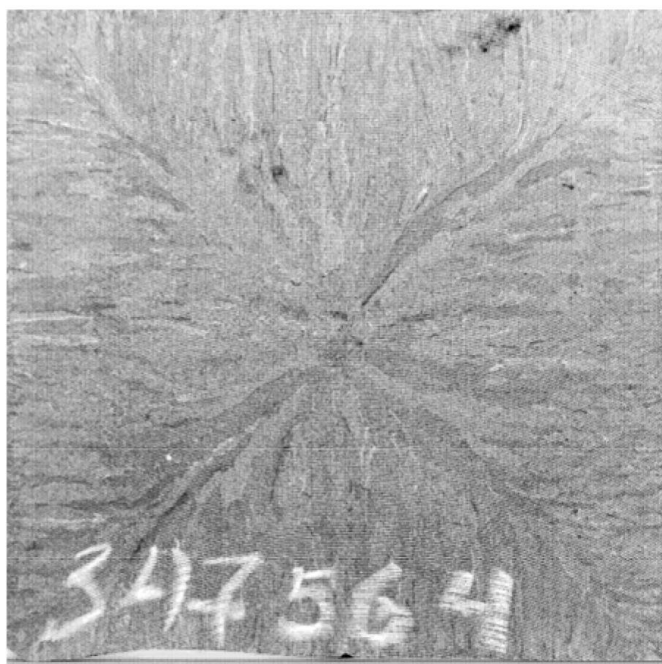


Рисунок 3.1 – Травленные макротемплеты с ликвационной неоднородностью

Вывод по разделу три

Дефекты можно свести к минимуму за счет повышения квалификации персонала, правильного ведения технологического процесса, точной настройке оборудования. Это должны быть одни из приоритетных направлений руководства цеха и всего предприятия в целом.

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		77

4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

В таблице 4.1 представлены зарубежные аналоги стали марки 14Г2

Таблица 4.1 – Зарубежные аналоги стали 14Г2

США	A414F, A414G, A51570, A51670, Gr.B, Gr.C, K02203, K02403, K02700, K02704, K03101, K03102, K03103
Германия	1.0481, 17Mn4, ASt45, P295GH
Япония	SB46, SB49, SG365, SGV410, SGV450, SGV480
Франция	A48AP, A48CP, A48FP, P295GH
Англия	224-430, 224-460B, 440, P295GH
Евросоюз	P295GH
Италия	Fe460-1KG, Fe460-1KW, Fe510-1KG, Fe510-1KT, Fe510-1KW, Fe510-2KG, Fe510-2KT, Fe510-2KW, P295GH
Испания	A47RCI, RA II
Швеция	2102
Болгария	16GS, P295GH
Венгрия	P295GH
Румыния	K460
Чехия	11478, 13030
Австрия	17Mn4KW

Вывод по разделу четыре

Сталь марки 14Г2 и ее аналоги довольно широко распространены зарубежом. Технологические схемы и способы производства не имеют принципиальных отличий от отечественных способов производства.

5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

Оптимизация процесса выплавки в ДСП: автоматическая система многократного измерения температуры металла в ДСП на основе оптоволоконного кабеля.

Современная технология выплавки стали подразумевает использование ДСП в качестве плавильного агрегата, а доводка до целевой температуры, легирование и остальные процессы проводятся на агрегатах внепечной обработки.

Достижение наивысшей эффективности работы ДСП возможно лишь при точном определении времени окончания плавки.

Точный и надежный контроль температуры — это основной параметр для определения времени окончания плавки.

В настоящее время температура стали в ДСП на российских предприятиях измеряется одноразовой погружной термопарой, установленной на манипуляторе либо ручном жезле.

Данному способу присущи следующие недостатки:

- низкая частота измерения, на одно измерение необходимо не менее 60 секунд;
- риск неудачного измерения (при погружении термопара может повредиться о нерасплавленный лом);
- безопасность: высокие риски для оператора, как при измерении ручным жезлом, так и при смене термопары на манипуляторе;
- техническое обслуживание манипулятора и ручного жезла (оборудование работает в экстремально сложных условиях);
- высокая зависимость от навыков рабочего в получении адекватной температуры при измерении ручным жезлом;
- измерения через рабочее (шлаковое) окно приводит к оседанию вспененного шлака, что снижает эффективность работы печи.

Текущий способ измерения не решает следующие проблемы:

- безопасное измерение для персонала;
- точное и надежное измерение температуры стали в требуемое время;
- прогнозирование и определение соответствующей конечной точки выпуска стали;
- выпуск стали из печи без излишнего перегрева;

Heraeus Electro-Nite предлагает инновационный подход к решению проблемы контроля за выплавкой металла в ДСП — CoreTemp.

Новая автоматизированная измерительная система на основе оптического волокна, способная предоставлять точные показания температуры каждые 20 секунд.

CoreTemp характеристики:

- получение реальной температуры металла за 20 секунд;

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						79
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

- возможность проведения ряда измерений;
- расчет скорости нагрева и определение точного времени окончания плавки;
- экономия энергии и времени;
- измерение в зоне эркера;
- безопасность — измерение без участия персонала, управление из пультового помещения;
- автономность — система не требует замены расходных материалов 1-2 недели;
- техобслуживание — система удалена от ДСП;
- наличие предиктивного алгоритма техобслуживания.

Точное определение времени окончания плавки по целевой температуре металла и исключение ненужного перегрева позволяет сократить время плавки на 1-2 минуты, уменьшить соответствующий расход электроэнергии, электродов и огнеупоров.

Основные компоненты системы Core Temp:

- блок управления;
- блок подачи оптического кабеля (аналог трайб-аппарата);
- направляющие для подачи кабеля и охлаждаемый зонд;
- оптический кабель в защитной стальной оболочке (изготовлен по аналогии с порошковой проволокой);
- программное обеспечение, проводящее анализ измерений и расчет параметров.

Автоматизация аналитического контроля на металлургических предприятиях.

Точность. Этот критерий определяет правильность ведения технологического процесса, его эффективность и прибыльность.

Скорость. Ускорение процесса выплавки стали (до 35 минут) требует увеличения скорости анализа.

Высокая скорость анализа позволяет испытать больше проб, сэкономить на количестве приборов, уменьшить затраты по расходуемым материалам.

Многофункциональность оборудования — расширяет возможности операторов и исключает необходимость затрат на содержание многочисленных лабораторий.

Задача повышения объективности анализа, увеличения скорости процесса аналитического контроля может быть решена за счет систем автоматизации.

Компания SPECTRO TS поставляет системы автоматизации с аналитическим оборудованием, удовлетворяющим всем перечисленным критериям.

Автоматизация аналитического контроля может быть реализована несколькими способами:

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						80
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

– экспресс-контроль при производстве стали и чугуна на промышленной площадке в автоматизированной лаборатории контейнерного типа SPECTROLUX. SPECTROLUX содержит ОЭС-спектрометр SPECTROLAB, станок для пробоподготовки, робот-автомат для проведения анализа. Система позволяет проводить анализ с лабораторной точностью рядом с плавильным агрегатом; уменьшается время анализа, включая пробоподготовку, до 2 минут (вместо 7-15 минут). Обычно процедура загрузки образца в патрон для транспортировки через пневмопочту, разгрузка в лаборатории и доставка к месту пробоподготовки может занимать до 80% общего времени цикла. В результате проходит 7-15 минут до момента, когда возможно провести необходимую корректировку или выпустить плавку. Таким образом, производительность агрегатов увеличивается на 15-20%, а капитальные вложения окупаются за несколько месяцев;

– автоматизация лаборатории полностью, начиная с пневмопочты, перемещения образца по технологической цепочке подготовки к анализу, выполнения анализа, маркировки и заканчивая выдачей результатов, позволяет получать результаты 24 часа в сутки, 365 дней в году с документальным подтверждением стандартов качества. Лаборатория может содержать дублирующее оборудование для резерва, для исключения узких мест пропускной способности. Автоматически могут быть проанализированы пробы стали и чугуна спектрометрами SPECTROLAB, газоанализаторами ELTRA ELEMENTRAC CSi и ELTRA ELEMENTRAC ONp. Автоматический анализ шлаков, ШОСов и агломератов производится рентген флуоресцентным спектрометром SPECTRO XEPOS;

– автоматизация процесса травления темплетов для подготовки к анализу макроструктуры производится при помощи автоматизированной установки макротравления. Обезжиривание, травление, каскадная промывка, горячая промывка и сушка темплетов производятся автоматически. Установка содержит станцию нейтрализации стоков и приточно-вытяжную вентиляцию. Таким образом автоматизированная лаборатория травления обеспечивает отсутствие воздействия вредных испарений на персонал и высокую степень производительности [24].

Выводы по разделу пять

Постоянная модернизация производства просто необходима при сегодняшнем быстро меняющемся темпе развития черной металлургии. Введение в эксплуатацию новых, более современных цехов и оборудования на других предприятиях, заставляет внедрять более технологичное оборудование, чтобы оставаться конкурентоспособным.

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		81

6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

В нормативной практике термин «охрана труда» употребляется в широком и узком смысле. В первом – это комплекс правовых мер, направленных против необоснованных увольнений и переводов работников, отклонений от нормального режима работы и отдыха, т.е. по сути он характеризует содержание всех норм трудового права, установленных в целях защиты трудовых прав работников. В этих случаях «охрана труда» рассматривается как один из принципов трудового права.

В узком смысле под «охраной труда» понимаются системы организационно-правовых мер, обеспечивающих соблюдение правил и норм техники безопасности, производственной санитарии и гигиены труда, охраны труда женщин и подростков.

Под правовой охраной труда следует понимать системы правовых и организационных мер, которые обязательны для исполнения всеми субъектами хозяйствования, руководителями и специалистами и способствуют полной или частичной нейтрализации отрицательного воздействия на работника вредных производственных факторов, профилактике производственного травматизма и профессиональных заболеваний, созданию под контролем органов госнадзора и профсоюзных объединений здоровых и безопасных условий труда для субъектов трудовых и ученических правоотношений[27].

Мероприятия по охране труда и их проведение всегда экономически выгодны и целесообразны. Основными из них являются:

- меры безопасности труда;
- механизация и автоматизация производственных процессов;
- улучшение санитарных условий рабочей помещению;
- меры личной гигиены работающих;
- меры общественного характера.

Это стимулирует сокращение убытков от несчастных случаев, уменьшение расходов на всевозможные компенсации промышленных вредностей и опасностей, сохранение работоспособности и т.д.

В этой связи можно выделить три ведущих направления совершенствования охраны труда:

- правовое направление обоснование законодательных норм, касающихся рабочего времени, отдыха, норм охраны труда женщин и подростков, а также изучение практики проведения этих норм в жизнь;
- санитарное направление изучение влияния вредных факторов на организм работника в процессе труда;
- техническое направление охраны труда – выявление и профилактика производственных опасностей, связанных с условиями труда работников.

Исследуя проблемы охраны труда, пользуются в основном теми же методами, что и при изучении многих других общественных явлений. Большую

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		82

помощь в этом оказывает статистика. Правильное пользование ею позволяет получить ответы на существенные вопросы охраны труда, например, выявить зависимость заболеваемости, инвалидности, несчастных случаев, смертности от условий труда и т.п.

Право работника на безопасные и здоровые условия труда может рассматриваться в различных аспектах. Это, прежде всего, право работника на охрану труда, установленную и гарантированную государством для всех граждан, т.е. элемент правового статуса граждан.

Кроме того, право работника на безопасные и здоровые условия труда может выступать в качестве полномочий, требовать от соответствующих органов и должностных лиц необходимой организации труда и его охраны. Разумеется, обе эти формы тесно связаны между собой.

Право на охрану отражает не только интересы работника, но и интересы нанимателя и всего общества. Ведь последовательное и наиболее полное его осуществление в итоге ведет к сокращению производственного травматизма и профессиональных заболеваний, росту производительности труда, улучшению качества продукции и

Условием возникновения права на охрану труда является вступление в трудовые правоотношения. Свое право на охрану труда работник должен использовать. Охрана труда в коллективе не может зависеть от желания отдельных лиц, поскольку соблюдение требований правил и норм охраны труда конкретным работником влияет на безопасность других.

Таким образом, каждый работник имеет субъективное право на охрану труда. Вопрос же о содержании порядка его реализации и профилактике вредных последствий влияния производства решается по-разному, применительно к каждой категории работающих, каждой отрасли хозяйства. В то же время обладатель субъективного права на охрану труда не может самостоятельно определить место, время, нормы и последовательность его реализации. Все эти моменты в общем виде предусмотрены законодательством и не могут быть изменены односторонним волеизъявлением сторон или соглашением нанимателя и работника.

6.1 Общие требования охраны труда

При поступлении на работу и во время работы с работником проводятся инструктажи по безопасности труда: вводный, первичный на рабочем месте, повторный, внеплановый и целевой. После оформления на работу первичный инструктаж на рабочем месте проводится непосредственным руководителем.

Внеплановый инструктаж проводят:

– при введении в действие новых или переработанных правил, инструкций, а так же изменении к ним;

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		83

- при изменении технологического процесса, замене или модернизации оборудования, приспособлений и инструмента, исходного сырья, материалов и других факторов, влияющих на безопасность труда;
- при нарушении работником требований безопасности труда;
- по требованию органов надзора;
- при перерывах в работе более 60 календарных дней.

Целевой инструктаж проводят при выполнении разовых работ, не связанных с прямыми обязанностями по специальности; ликвидации последствий аварий, стихийных бедствий и катастроф; производстве работ, на которые оформляется наряд-допуск, разрешение и другие документы[28].

Инструктаж на рабочем месте завершается проверкой знаний. Получение инструктажа по мерам безопасности работник подтверждает своей подписью в соответствующем документе о прохождении инструктажа.

Работник при необходимости проходит медицинские осмотры (предварительные и периодические), лабораторные и функциональные исследования, делает профилактические прививки.

Работник обязан соблюдать действующие на предприятии правила внутреннего трудового распорядка и графики сменности, которыми предусматриваются: время начала и окончания работы (смены), перерывы для отдыха и питания, порядок предоставления дней отдыха, чередование смен и другие вопросы использования рабочего времени.

Опасные и вредные производственные факторы, воздействующие на работника.

6.2 Анализ опасных производственных факторов

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

К опасным производственным факторам на анализируемом участке работы относятся:

- подвижные части оборудования, вращающиеся и перемещающиеся механизмы;
- электрический ток;
- раскаленные элементы агрегатов и оборудования, а также металл в расплавленном состоянии.

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

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						84
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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

Подъемно-транспортное оборудование для перемещения грузов в цехе представлено рольгангами, поперечными и продольными транспортерами с цепными шлеперами, передаточными тележками и мостовыми кранами. При эксплуатации этого оборудования возможно травмирование персонала движущимися частями, падающим грузом, электрическим током. Серьезная опасность возникает при обрыве несущих органов (канатов, тросов). Все части подъемно-транспортного оборудования, представляющие опасность при эксплуатации, надежно ограждены. Непредусмотренный контакт работающих с перемещаемыми грузами исключен, обеспечена надежная прочность механизмов. Запас грузовой устойчивости не менее 25%. На каждом устройстве находятся бирки с указанием всех технических характеристик, а так же отмечен последний срок проверки и допуск к работе. К работе с подъемно-транспортными машинами допускаются только лица прошедшие специальную подготовку, инструктаж по технике безопасности и имеющие допуск к работе с этими машинами.

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

Электробезопасность – это система организационно-технических мероприятий и средств обеспечения защиты людей от вредного и опасного воздействия электрического тока, электрической дуги, электромагнитного поля, статического электричества. ОНРС относится к помещению с повышенной электрической опасностью. Максимальная мощность электрического тока на рабочем месте – 30 МВт, максимальный ток – 10 кА. Все металлические и токонесущие части оборудования, которые из-за нарушения изоляции могут оказаться под напряжением заземлены и занулены. Сопротивление заземления не более 4 Ом. Рабочие не имеют права самостоятельно проводить ремонт электротехнического оборудования. На участках, связанных с опасностью поражения электрическим током, имеются предостерегающие таблички и надписи. Персонал проинструктирован по электробезопасности и обучен оказанию первой медицинской помощи при поражении электрическим током[29].

Раскаленные элементы агрегатов и оборудования, а также металл в расплавленном состоянии могут стать причиной термических ожогов работников при несоблюдении правил и требований безопасности и

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		85

неосторожном обслуживании агрегата внепечной обработки. Они же являются источником теплового излучения. Для защиты рабочего персонала от теплового излучения источники излучения закрываются защитными экранами. С целью уменьшения времени пребывания персонала в зоне повышенных температур используются способы дистанционного и автоматического управления процессами.

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

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

К средствам индивидуальной защиты относятся:

- спецодежда (суконные брюки, куртка, рукавицы, каска, и др.);
- средства защиты глаз (защитные очки с металлической сеткой);
- средства защиты органов дыхания (марлевые повязки типа «Лепесток-200», респираторы и др.).

6.3 Анализ вредных производственных факторов

Анализ вредных производственных факторов и мероприятия по снижению их воздействия.

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

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

- запыленность воздуха рабочей зоны;
- загазованность воздуха рабочей зоны;

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		86

– производственный шум и вибрация;

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

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

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

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

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

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

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

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

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

По уровню шума (СН 2.2.4/2.1.8.562-96) производство относится к классу 3.3 (вредный). Меры по борьбе с шумом осуществляются согласно ГОСТ 12.1.003-83, который определяет допустимый уровень шума не более 85

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		87

Дб. Основные мероприятия по снижению уровня шума: установка звукоизолирующих кожухов, применение шумозащитных наушников, заглушек, которые снижают уровень шума на 5 – 15 Дб. Все пульты управления звукоизолированы.

6.4 Инструктажи по охране труда. Виды и назначение инструктажей

Работодатели обязаны обеспечивать безопасные условия и охрану труда (ст. 212 ТК РФ). Чтобы исполнить эту обязанность, они должны проводить инструктаж на рабочем месте по охране труда. За нарушение правил инструктажа предусмотрена дисциплинарная, административная и уголовная ответственность.

Инструктаж по охране труда – это обязательная процедура, которую также должны проходить все без исключения сотрудники. Персонал должен освоить безопасные методы и приемы работ, уметь оказать первую помощь пострадавшим, твердо знать, какие действия на рабочих местах запрещены. При работе с компьютерами нужно соблюдать правила и нормативы (СанПиН 2.2.2/2.4.1340-03), утвержденные постановлением Главного санитарного врача России от 03.06.2003 № 118.

Виды и периодичность инструктажей можно посмотреть в пункте 2.1 Порядка, утвержденного постановлением Минтруда России, Минобразования России от 13.01.2003 № 1/29. Какие проводятся инструктажи по охране труда:

- вводные (проводите с вновь принятыми сотрудниками; командированными в организацию; практикантами и другими лицами, которые принимаются для постоянной или временной работы);
- первичные (проводите перед началом самостоятельной работы);
- повторные (проводите не реже одного раза в полгода по программам, разработанным для первичного инструктажа на рабочем месте);
- внеплановые (проводите в случае каких-либо изменений, например, если появляется новое законодательство об охране труда или изменяются технологические процессы и т. п.);
- целевые (проводите с сотрудниками в случаях, когда им нужно выполнить разовые работы, ликвидировать аварию, стихийное бедствие или их последствия и т. п.).

Вводный инструктаж по охране труда предназначается в первую очередь для поступающих на работу. Также его обязаны пройти командированные в организацию работники и сотрудники сторонних организаций, которые выполняют работы на выделенном участке. Сюда же попадают студенты, которые проходят в компании производственную практику, и другие лица.

Инструктаж проводит специалист по охране труда или ответственный работник, которому поручили такую обязанность по приказу работодателя. Инструкцию для вводного инструктажа составляйте с учетом специфики деятельности организации.

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		88

Первичный инструктаж по охране труда проводится для следующих сотрудников (п. 2.1.4 Порядка из постановления от 13.01.2003 № 1/29):

- вновь принятые на работу;
- выполняющие работу на условиях трудового договора, который заключили на срок до двух месяцев или на период выполнения сезонных работ;
- совместители;
- надомники, которые используют материалы, инструменты и механизмы работодателя или приобретаемые ими за свой счет;
- работники учреждения, переведенные из другого структурного подразделения, либо сотрудники, которым поручили выполнение новой для них работы;
- командированные работники сторонних организаций;
- студенты, которые проходят производственную практику (практические занятия);
- другие лица, которые участвуют в производственной деятельности компании.

Первичный инструктаж проводит непосредственный руководитель структурного подразделения, где трудится сотрудник. Причем сделать это надо до начала его самостоятельной работы. Также руководитель разрабатывает программы инструктажа. Их надо согласовать со специалистом по охране труда или ответственным работником, которого назначили приказом директора. После согласования программы утверждают приказом.

Проверить, кто и когда проводит повторный инструктаж можно по пункту 2.1.5 Порядка из постановления от 13.01.2003 № 1/29. Его проходят все работники, которые проходят и первичный, но не реже одного раза в шесть месяцев. Используют программы, которые разрабатывали для проведения первичного инструктажа на рабочем месте.

После окончания повторного инструктажа проводят устную проверку знаний и навыков безопасных приемов работы (п. 2.1.3 Порядка из постановления от 13 января 2003 г. № 1/29).

Сотрудников, которые получили неудовлетворительную оценку знаний, к самостоятельной работе не допускают. Они обязаны вновь пройти инструктаж.

Целевой инструктаж проводят при выполнении разовых работ, ликвидации последствий аварий, стихийных бедствий и работ, на которые оформляют наряд-допуск или разрешение, а также при проведении в компании массовых мероприятий.

Внеплановый инструктаж проводят при наступлении определенных обстоятельств:

- введение в действие новых или изменение законодательных и иных нормативных правовых актов, которые содержат требования охраны труда, а также инструкций по охране;

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		89

- изменение технологических процессов, замена или модернизация оборудования, приспособлений, инструмента и других факторов, влияющих на безопасность;
- нарушение работниками требований охраны труда при условии, что эти нарушения создали угрозу наступления тяжких последствий (например, несчастного случая на производстве, аварии);
- решение руководителя о проведении внепланового инструктажа;
- требование должностных лиц органов государственного надзора и контроля о проведении внепланового инструктажа;
- перерывы в работе (для работ с вредными или опасными условиями – более 30 календарных дней, для остальных – более двух месяцев).

Выводы по разделу шесть

На предприятиях, связанных с электросталеплавильным производством, большое внимание уделяют технике безопасности. Не соблюдение техники безопасности приводит к травматизму или потери трудоспособности, а порой травма приводит к летальному исходу.

Предприятие ПАО «Ашинский метзавод» спланировано с учётом требований безопасности.

Администрация предприятия обязана обеспечить надлежащее техническое оборудование всех рабочих мест и создавать на них условие работы, соответствующие правилам по охране труда.

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						90
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В работе приведён химический состав и рассмотрены особенности стали марки 14Г2. Сделан выбор оборудования для производства данной марки стали и представлено описание оборудования с приведением основных характеристик. Произведён расчёт материального и энергетического баланса плавки, невязка материального баланса составила 0,13 %.

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

Электроплавка, как одна из разновидностей электронагрева, развивалась в нашей стране в прошедший период главным образом в связи с возрастающими потребностями в высококачественном металле, получение которого в других агрегатах было либо невозможно, либо неэкономично.

К основным преимуществам электроплавки следует отнести:

- применение высокотемпературного источника энергии;
- исключение смешивания технологических газов с продуктами сгорания топлива, что позволяет работать в вакууме или защитной атмосфере при резком уменьшении выброса газов в атмосферу;
- резкое сокращение в электроплавке расхода ферросплавов (из-за уменьшения угара хрома, марганца и особенно ванадия и кремния);
- облегчение управлением выделения тепла, что позволяет значительно сократить тепловые потери и повысить термический к. п. д. печей;
- улучшение условий труда обслуживающего персонала;
- снижение себестоимости и уменьшение капитальных затрат.

Основным направлением развития электронагрева является повышение единичной мощности крупнотоннажных печей. Однако в связи с повышением расхода мощности на единицу продукции ухудшаются условия службы футеровки стен и свода печей из-за теплового воздействия на кладку.

Применяя различные типы электротермических устройств, можно обеспечить равномерный прогрев различных материалов и изделий не только с целью повышения их пластичности перед деформацией (ковкой, штамповкой или прокаткой) и придания им специальных свойств, но и нагреть только поверхность изделий или отдельные их участки (например для поверхностной или частичной термообработки).

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		91

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Гудим Ю. А., Зинуров И. Ю., Киселев А. Д. Производство стали в дуговых печах. Конструкции, технология, материалы: Монография. – Новосибирск: Изд-во НГТУ, 2010. – 547 с.
- 2 Зинуров И. Ю. и др. Дуговые сталеплавильные печи. Атлас. – М.: Металлургия, 2018. – 180 с.
- 3 Сосонкин О. М. и др. Эффективность применения водоохлаждаемого свода на дуговой печи. – Metallurg, 2012. – № 9. – С. 26
- 4 Морозов А. Н. Современное производство стали в дуговых печах. – М.: Металлургия, 2013. – 184с.
- 5 Тулуевский Ю. Н. Экономия электроэнергии в дуговых сталеплавильных печах. – М.: Энергоатомиздат, 2017. – 103 с.
- 6 Кудрин В. А. Металлургия стали. – М.: Металлургия, 2010. – 559 с.
- 7 Поволоцкий Д. Я. Выплавка легированной стали в дуговых печах. – М.: Металлургия, 2017. – 136 с.
- 8 Куликов И. С. Раскисление стали. – М.: Металлургия, 2015. – 504 с.
- 9 Кудрин В. А., Парма В. Технология получения качественной стали. – М.: Металлургия, 2014. – 320 с.
- 10 Лякишев Н. П., Шалимов А. Г. Современное состояние технологии внепечного рафинирования стали. – М.: "ЭЛИЗ", 2011. – 50 с.
- 11 Бигеев А. М., Бигеев В. А. Металлургия стали. – Магнитогорск: МГТУ, 2010. – 543 с.
- 12 Явойский В. И. Теория процессов производства стали. – М.: ГНТИ, 2013. – 820 с.
- 13 Ершов Г. С., Бычков Ю. Б. Свойства металлургических расплавов и их взаимодействия в сталеплавильных процессах. – М.: Металлургия, 2013. – 215 с.
- 14 Дюдкин Д. А., Бать С. Ю., Гринберг С. Е. Производство стали на агрегате ковш-печь. – Донецк: ООО "Юго-восток, Лтд", 2013. – 300 с.
- 15 Дюдкин Д. А., Бать С. Ю., Гринберг С. Е. Внепечная обработка расплава порошковыми проволоками. – Донецк: ООО "Юго-восток, Лтд", 2012. – 296 с.
- 16 Григорьев В. П. и др. Конструкции и проектирование агрегатов сталеплавильного производства. – М.: МИСИС, 2015. – 512 с.
- 17 Нисковских В. М., Карлинский С. Е., Беренов А. Д. Машины непрерывного литья слябовых заготовок. – М. Металлургия, 2011. – 272 с.
- 18 Баптизманский В. И., Исаев Е. И. и др. Разливка стали. – Донецк: "Выща школа", 2017. – 200 с.
- 19 Сладкошteeв В. Т., Потанин Р. В. и др. Непрерывная разливка стали на радиальных установках. – М.: Металлургия, 2014. – 288 с.
- 20 Буланов Л. В., Корзункин Л. Г. и др. Машины непрерывного литья заготовок. – Екатеринбург: Уральский центр ПР и рекламы, 2013. – 320 с.
- 21 Роцин А. В., Поволоцкий Д. Я., Грибанов В. П. Производство стали. Решение практических задач. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2016. – 72 с.

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		92

22 Альтгаузен А. П. Электротермическое оборудование: Справочник. – М.: Энергия, 2010. – 416 с.

23 Егоров А. В. Расчет мощности и параметров электропечей черной металлургии. – М.: Металлургия, 2010. – 280 с.

24 seymartec.ru/wpcontent/uploads/2019/07/seimartek_metal_air_rec_2019.pdf

25 Краткий справочник электросталеваара: Справ. издание. – М.: Металлургия, 2014. – 352 с.

26 Казачков Б. А. Расчеты по теории металлургических процессов. – М.: Металлургия, 2018. – 288 с.

27 Лазаренков А. М. Охрана труда на предприятиях металлургического производства. – Мн.: Технопринт, 2012. – 264 с.

28 Злобинский Б. М. Охрана труда в металлургии. – М.: Металлургия, 2015. – 520 с.

29 Бринза В. Н., Зиньковский М. М. Охрана труда в черной металлургии. – М.: Металлургия, 2015. – 336 с.

30 Браун Д. Б. Анализ и разработка систем обеспечения техники безопасности. – М.: Машиностроение, 2019. – 359 с.

					22.03.02.2020.033 ПЗ ВКР	Лист
						93
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		