

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,
к.т.н., доцент
_____ К.М. Виноградов
_____ 2020г.

Особенности технологического оборудования при производстве стали марки
60Г

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ- 22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР

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

Руководитель работы,
к.х.н, доцент
_____ А.В. Мохова
_____ 2020 г.

Автор работы
Студент группы ДО – 513
_____ И.М. Мустафин
_____ 2020г.

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

Челябинск 2020

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

Направление 22.03.02 «Металлургия»

Профиль бакалавриата: Электromеталлургия стали

Кафедра «Техника, технологии и строительство»

УТВЕРЖДАЮ:
Заведующий кафедрой ТТС
Виноградов К.М.

«___» _____ 2020г.

З А Д А Н И Е

на выпускную работу студенту

Мустафину Илье Марсовичу

Группа: ДО-513

- 1 Тема выпускной работы:** Особенности технологического оборудования при производстве стали марки 60Г, утверждена приказом по университету от «24.04.2020г. № 627».
- 2 Срок сдачи студентом законченной работы** «13» июня 2020 г.
- 3 Исходные данные к работе**
 - 3.1 Марка стали: 60Г.
 - 3.2 Наименование конечного продукта производства: сляб.
 - 3.3 Материалы преддипломной практики.
- 4 Содержание пояснительной записки** (перечень подлежащих разработке вопросов):

Аннотация

Оглавление

Введение

1 Технологическая часть

1.1 Описание стали 60Г.

1.2. Назначение выплавляемой стали 60Г.

1.3. Технологическая схема производства стали 60Г.

- 1.4. Выбор оборудования для выплавки.
- 1.5. Сырьевые материалы, необходимые для выплавки.
- 1.6. Контроль качества продукции.
- 2. Расчетная часть**
- 2.1. Материальный баланс плавки.
- 2.2. Тепловой баланс печи.
- 3. Возможные дефекты конечного продукта производства.**
- 3.1. Общие сведения о дефектах конечного продукта производства.
- 3.2. Виды дефектов сталеплавильного происхождения.
- 3.3. Усадочная пористость.
- 4. Зарубежный опыт производства подобной продукции.**
- 5. Возможные направления модернизации производства.**
- 6. Охрана труда и техника безопасности.**
- 6.1 Общие требования охраны труда.
- 6.2 Анализ опасных производственных факторов.
- 6.3 Анализ вредных производственных факторов.
- 6.4 Режим труда и отдыха при работе на металлургических предприятиях.

Заключение

Библиографический список

Приложения

7 Перечень графического материала:

-
- 7.1 Химический состав стали 60Г (плакат)
 - 7.2 Технологический цикл производства (плакат)
 - 7.3. Планировка сталеплавильного цеха (чертеж)
 - 7.4. Дуговая сталеплавильная печь (чертеж)
 - 7.5 Агрегат ковш-печь (чертеж)
 - 7.6. Машина непрерывного литья заготовок (чертеж)

Всего листов 6

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

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

5 Дата выдачи задания: «1» февраля 2020 г.

Руководитель работы: _____ / Мохова А.В /

Задание принял к исполнению:

Студент : _____ / _Мустафин И.М./

АННОТАЦИЯ

Мустафин, И.М. Особенности технологического оборудования при производстве стали марки 60Г – Челябинск: ЮУрГУ; 2020, 93 с. 5 ил., библиогр. список 30 наим, 4 листа чертежей ф. А1, 2 листа плаката ф. А1

Целью работы является выбор описание технологических особенностей производства хромосодержащих сталей. В частности описана сталь марки 60Г.

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 усадочная пористость, причины возникновения и способы его предупреждения.

В работе также рассмотрены вопросы охраны и безопасности труда, опасные и вредные производственные факторы.

					<i>22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР</i>			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	<i>Особенности технологического оборудования при производстве стали марки 60 Г</i>	Лит.	Лист	Листов
Разраб.		<i>Мустафин И. М.</i>					4	93
Провер.		<i>Махова А. В.</i>						
Н. Контр.		<i>Микерина О. С.</i>						
Утв.		<i>Виноградов К.М.</i>						
						<i>ФГАОУ ВО «ЮУрГУ (НИУ)» ИОДО Кафедра «ТТС» гр. ДО-513</i>		

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	8
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ	9
1.1 Описание стали 60Г	9
1.2 Назначение выплавляемой стали 60Г	10
1.3 Технологическая схема производства стали 60Г	11
1.4 Выбор оборудования для выплавки	11
1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки	28
1.6 Контроль качества продукции	29
2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ	31
2.1 Материальный баланс плавки	31
2.2 ТЕПЛОВОЙ БАЛАНС	63
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА	74
3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства	74
3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения	74
3.3 Усадочная пористость	75
4. ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ	77
5. ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА	79
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ	83
6.1 Общие требования охраны труда	84
6.2 Анализ опасных производственных факторов	85
6.3 Анализ вредных производственных факторов	87
6.4 Режим труда и отдыха на металлургических предприятиях	89
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	91
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	92

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Описание стали 60Г

Главной особенностью стали марки 60Г является повышенная износостойкость и очень высокие упругие свойства. Всё это позволяет считать сталь 60Г одной из лучших в ряду силовых рессорно-пружинных сталей. Расшифровка марки сплава сразу говорит нам о том, что перед нами металл с 0,60 % содержанием углерода и наличием марганца в количестве менее 1,5 %. Основные достоинства данной стали:

- стойкость к износу;
- вязкость;
- однородность структуры сплава;
- прочность, твердость и упругость, сопротивление к разрыву;
- устойчивость к ударным нагрузкам и деформации;
- способность изделий из 60Г к реверсу – сохранению изначальной формы даже после такой нагрузки, как изгиб и скручивание;
- небольшая стоимость.

Из отрицательных свойств нужно отметить слабую сопротивляемость к образованию коррозии.

Химический состав стали 60Г определяется ГОСТ 14959-79 и указан в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав стали 60Г, согласно ГОСТ 14959-79, (в %)

Химический элемент	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
Содержание	0,57 – 0,65	0,17 – 0,37	0,7 – 1,0	\leq 0,035	\leq 0,035	\leq 0,25	\leq 0,25	\leq 0,20

В таблице 2 приведены механические свойства.

Таблица 2 – Механические свойства стали 60Г

Предел текучести, МПа	Временное сопротивление, МПа	Относительное удлинение, %	Относительное сужение, %
785	980	8	30

В таблице 3 приведена ударная вязкость стали 60Г.

Таблица 3 – Ударная вязкость стали 60Г КСУ, (Дж/см²)

Термообработка	500 °С	300 °С	20 °С	– 20 °С	– 40 °С	– 70 °С
Отжиг 1000 °С	23	33	14	7	7	4
Закалка 830 °С, вода. Отпуск 650 °С	50	100	110	27	23	12

Температурный интервал закалки стали 60Г находится в пределах 800 – 830 °С. Последующий высокий отпуск в режиме 160 – 200 °С с дальнейшим охлаждением на спокойном воздухе позволяют получить на выходе твердость стали в пределах 45 – 47 HRC. Данная марка стали не боится перегрева, однако при закалке в верхних температурных значениях ударная вязкость стали начинает снижаться. Ковка при температурном режиме: начало при 1200 °С, окончание при 800 °С. Резка возможна в закаленном и отпущенном состоянии. Свариваемость сплава 60Г условная и ограниченная, изделия из него не подлежат сварке. Однако, при необходимости, технологически это возможно при применении контактной сварки.

1.2 Назначение выплавляемой стали 60Г

Основная сфера применения малолегированной конструкционной рессорно-пружинной стали 60Г – промышленное производство рессор, пружин и прочих изделий пружинного типа. Износостойкость и высокая упругость сплава используются технологами и в изготовлении таких деталей, как тормозные барабаны, втулки, бандажы, скобы. В целом, этот сплав в качестве сырья используют самые разные предприятия тяжелого машиностроения.[1].

Характеристиками стали 60Г интересуются и производители режущего и колющего инструмента: ножи, топоры, колуны – в таких изделиях сплав марки 60Г чаще всего применяется для формирования сердцевины рабочей части инструмента.

Для дальнейшего использования в производстве организована поставка следующего вида заготовки:

- калиброванные прутки по ГОСТ 1051-73, 7417-75, 8559-75, 8560-78;
- шлифованные круги по ГОСТ 14955-77, 7419.0-78, 7419.8-78;
- листы толстые по ГОСТ 1577-93;
- ленты по ГОСТ 2283-79;
- полосы по ГОСТ 4405-75, 103-2006;

– кованные заготовки и поковки по ГОСТ 1133-71.

Сталь 60Г довольно не сложна в производстве, за счет этого существенно снижается ее себестоимость. Поэтому, легированный сплав применяется при изготовлении довольно большого количества различных изделий. Поверхность характеризуется достаточно невысокой устойчивостью к коррозии.

1.3 Технологическая схема производства стали 60Г

Большинство различных марок стали и сталь марки 60Г производятся по следующей технологической схеме в соответствии с рисунком 1

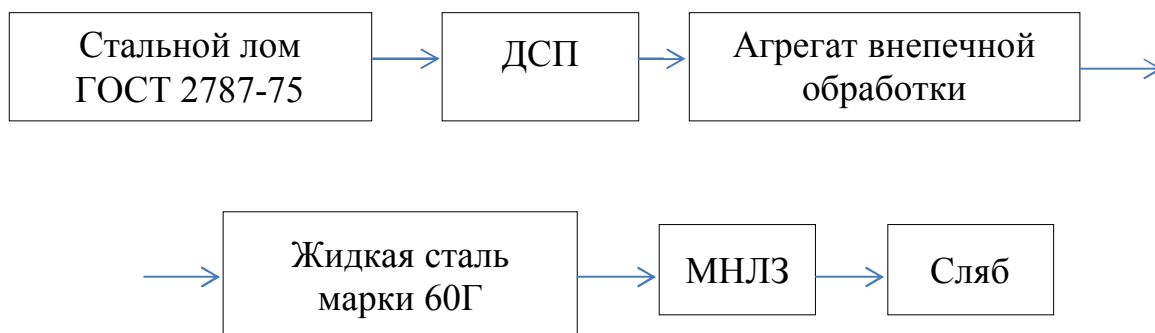


Рисунок 1 – Технологическая схема

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 60Г и, как следствие, снижению полученной прибыли.

1.4 Выбор оборудования для выплавки

Дуговая сталеплавильная печь

Для выплавки полупродукта следует использовать дуговую печь с загрузкой шихты по принципу Consteell, так как в ней использован 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.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР

Лист

11

На рисунке 2 показан общий вид такой печи.

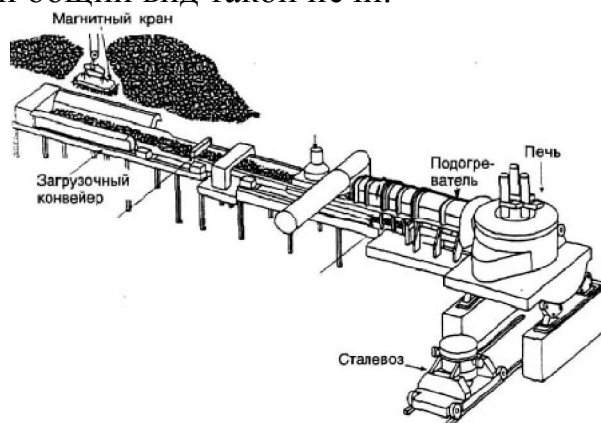


Рисунок 2 – Общий вид печи с Consteel

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 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 врезавшимися 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.

Восстановительная среда после выпуска плавки снова меняется и становится окислительной.

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.[3]

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 отмечалось, $1000\text{ }^{\circ}C/ч$, 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

										Лист
										13
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР					

рабочего пространства и отверстии 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. Выбывающиеся 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.[4]

Итак для футеровки электропечи используют периклазовые, в том числе из плавяного 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 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.[5]

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]

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.

Портал дуговой печи предназначен для подвески свода и размещения площадки, служащей для перепуска и наращивания электродов. При подъеме портала (гидроплунжером) поднимается свод, а затем следует его отворот.

Люлька (наклоняющаяся платформа) служит для размещения днища печи. Основные элементы люльки – два опорных сегмента и поперечные балки. На опорных поверхностях сегментов располагают шипы, которые при перекачивании люльки входят в отверстия на фундаментной балке.

Наклон печи производится с помощью двух гидроплунжеров, один конец которых крепится к сегментам люльки, а другой – к кронштейнам на фундаменте. На печи максимальный наклон в сторону выпуска стали ограничивается 15°.[8].

										Лист
										15
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР					

Фундамент служит опорой для люльки и опорно-поворотной части печи. Фундамент по существу состоит из опорных «быков» под каждым из двух сегментов люльки и под опорно-поворотной частью печи.

Поверх «быков» укладываются фундаментные балки, скрепленные с бетоном анкерными болтами, а поверх фундамента под опорно-поворотной частью печи укладывается плита с анкерными болтами.

Так как на печи, шлак удаляется без чаши, часть пространства между «быками» (примерно 1/3 длины) в передней части печи перегородивается 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:

- газообразный кислород;
- применение ГКГ (газокислородных горелок);
- инжестирование 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 CaO, SiO₂, FeO, MnO, MgO и измерение температуры металла. Пробы шлака отбирают намораживанием на кислородную трубку. Основность шлака (CaO/ SiO₂) , должна составлять 1,7 – 2,5. Пробу металла отбирают с помощью специального пробоотборника. Если проба металла из-за неудовлетворительного качества (проба в раковинах) бракуется, то производят повторный ее отбор. Результаты химического анализа пробы металла и шлака фиксируются в паспорте плавки сталеваром. Контроль массовой доли углерода в металле производят по результатам химического анализа пробы металла. Для защиты футеровки печи от теплового излучения электрических дуг и увеличения объема полезной мощности трансформатора, а также предотвращения насыщения стали азотом, на протяжении всей плавки запрещается допускать оголение дуг. Шлак должен находиться во вспененном состоянии, для чего в процессе шлакообразования в печь сверху присаживают сначала коксовую мелочь массой от 300 до 600 кг (при наличии нерасплавленной шихты в районе инжекторов для УСМ) с последующим вдуванием углеродсодержащего материала от 800 до 1200 кг. При неисправной установке для вдувания УСМ разрешается в печь вводить через свод коксовую

										Лист
										16
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР					

- 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 3 показан агрегат ковш-печь

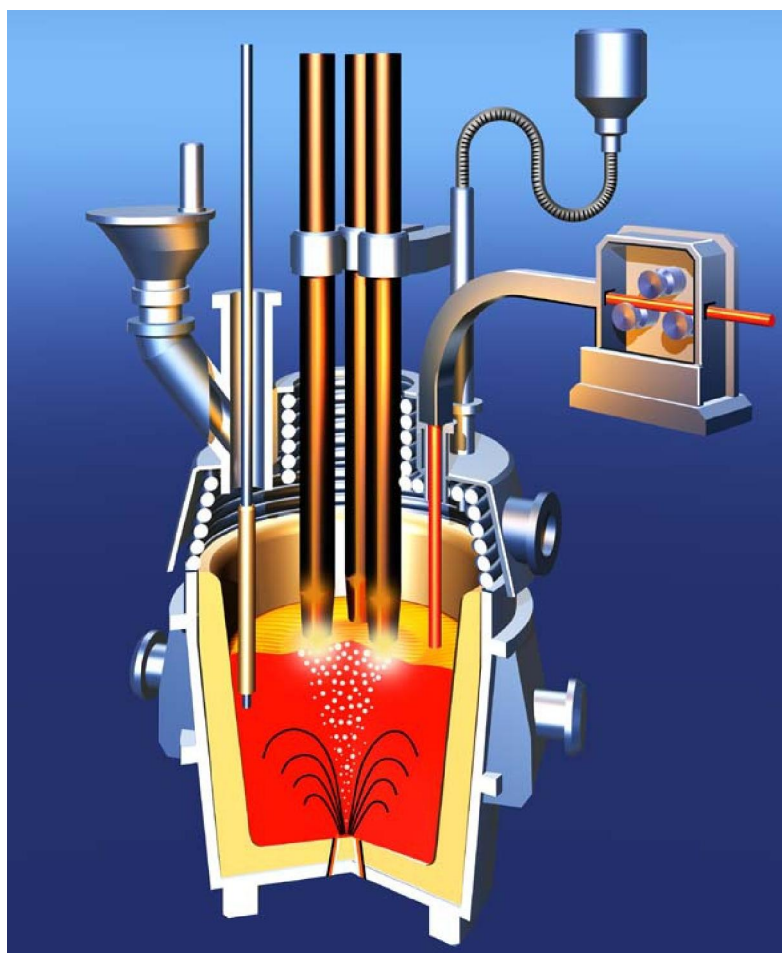


Рисунок 3 – Агрегат ковш-печь

Во многих случаях агрегаты «ковш-печь» оснащаются дополнительной верхней фурмой, предназначенной для вдувания аргона или газопорошковой смеси и завершения процесса в случае отказа пористой пробки, и оборудованием для вдувания порошкообразных шлакообразующих добавок и науглероживателей.

В современных агрегатах 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.[9]

Перемещение ковша со сталью в позицию обработки осуществляется сталевозом или цеховым краном; 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

Система 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 современных агрегатах их выполняют из алюминиевых сплавов, что позволяет уменьшить мощность привода перемещения электрода. Для ковшей вместимостью 15...200 т диаметр электродов изменяется от 200 до 500 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. Обычно 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.

При создании агрегатов «ковш-печь» возможно использование элементов дуговых сталеплавильных печей меньшей емкости (трансформаторов, вторичных токоподводов, электрододержателей и др.). Источник питания, обеспечивающий регулирование выделяемой мощности над нагрузкой, устанавливается в специальном помещении, оборудованном необходимыми грузоподъемными устройствами. Также в отдельном помещении должны размещаться комплектное распределительное устройство, система управления, электрощиты и микропроцессорная техника.

Футеровка

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. Для

										Лист
										19
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР					

- после раскисления алюминием требуется достаточное время для удаления неметаллических включений;
- для футеровки ковшей необходимо использовать основные или высокоглиноземистые огнеупоры;
- наличие основного шлака с низкой вязкостью и интенсивного перемешивания металла при введении проволоки.

Агрегаты ковш-печь произведенные за рубежом оборудованы устройством для замера температуры и отбора проб жидкого расплава в автоматическом режиме.

Исходя из выше перечисленного, ниже приводятся общие характеристики выбранного агрегата в таблице 5.

Таблица 5 – Характеристики агрегата печь-ковш

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	11000	± 5 %
– низкое напряжение	317,5 – 131,5	
Номинальный ток, кА	33,6	–
Число фаз	3	–
Напряжение цепей управления, В	220; 24	–
Напряжение силовых цепей приводов, В	380	380 ⁺³⁸ ₋₁₉
Диаметр графитированных электродов, мм	400	400 ^{+2,5} _{-1,5}
Диаметр распада электродов, мм	700	700±5
Ход электрода, мм	2500	2500. 20
Скорость перемещения трех электродов одновременно вверх, мм/с	80	–
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
Давление аргона на продувку, МПа	0,7	1,7
Масса агрегата ковш-печь, кг	169000	–

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 стенда, промежуточного ковша, устройства для перемещения и подъёма 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].

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).

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 до 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 стенда 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 стенда в некотором промежуточном положении будет невозможно снять краном со стенда опорожнённый ковш или ковш с металлом, так как цапфы ковша окажутся повёрнутыми относительно подвески крана.

Ковши устанавливаются в подвески-люльки, закреплённые на концах качающейся траверсы. Она служит для осуществления подъёма одного из ковшей

										Лист
										22
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР					

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 подъеме-опускании предназначен четырёхзвенный механизм, состоящий из шарнирно соединённых траверсы, колонны, подвесок для ковшей и дополнительных тяг. В опоры под ковш каждой подвески вмонтированы месдозы для взвешивания ковша с металлом.

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

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

Откатной стенд бывает порталного или полупортального типа. Он снабжён механизмами для перемещения стенда по рельсам, подъёма-опускания ковшей и их взвешивания. Главным достоинством передвижного стенда является простота его конструкции. К недостаткам можно отнести громоздкость оборудования, большие вес и занимаемую площадь, необходимость в мощных опорных конструкциях, наличие двух стендов 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 плавов путём поддержания 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.

						Лист
						23
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР	

При подъёме стопора металл через разливочный стакан поступает в удлинённые погружные стаканы и далее в кристаллизатор. Поверхность жидкого металла в про межуточном 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 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,

									Лист
									24
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР				

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, ужимины, 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 вышперечисленным требованиям к материалу рабочих стенок кристаллизатора.

Она имеет относительно низкие предел прочности (60 МПа при $20 \text{ }^\circ\text{C}$) и температуру разупрочнения ($250 \text{ }^\circ\text{C}$). 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.

										Лист
										25
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР					

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 придаётся 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.

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;

										Лист
										26
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР					

- 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.

Так на вертикальной МНЛЗ из-за возрастания затрат при строительстве и увеличения ферростатического давления столба жидкого металла её протяжённость ограничивается величиной 10...14 м. Процесс затвердевания металла здесь должен успеть закончиться к моменту входа заготовки в тянущее устройство. Поэтому на вертикальной МНЛЗ ограничивается скорость вытягивания заготовки и соответственно производительность машины.

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 6.

Таблица 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	170 – 250
ширина, мм	800 – 1700
минимальная длина, мм	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

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 ступени нагрева), через 1 – 2 мин после подъема электродов.

При отборе проб и замере температуры в ручном режиме:

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

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

Пробы металла на химический анализ после отбора и охлаждения подручный или сталевар передает по пневмопочте в лабораторию экспресс-анализа и сообщает лаборанту № плавки и № пробы.

Контроль качества при обработке металла на АКП.

В процессе обработки металла на АКП фиксируются и заносятся в плавильный журнал и паспорт плавки следующие параметры:

- дата, номер плавки, заданная марка стали;
- номер сталеразливочного ковша и стойкость его футеровки (количество плавков);
- высота свободного борта
- количество минут продувки пробки (на предыдущих плавках)
- количество минут продувки аргоном через донную пробку на данной плавке
- суммарное количество минут продувки на пробке (на предыдущих плавках плюс на данной плавке, по окончании обработки металла на АКП)
- 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;
- фамилия, имя, отчество мастера смены и сталевара.

										Лист
										30
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР					

2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

2.1 Материальный баланс плавки

Рассмотрим технологию выплавки стали марки 60Г в дуговой электропечи с последующей обработкой на агрегате печь-ковш. Доводка стали в печь-ковше снижает время нахождения жидкой фазы в электропечи и освобождает от необходимости жестко контролировать содержание серы в металле по ходу плавки в ДСП.

В качестве шихты используем собственные отходы 3А, а также чугунные отходы 17А, согласно ГОСТ 2787-75.

Таблица 7 – Химический состав стали марки 60Г по ГОСТ 380-2005, %

C	Si	Mn	Cr	S	P	Ni	Cu
0,57	0,17	0,70	не более	не более	не более	не более	не более
0,65	0,37	1,00	0,25	0,035	0,035	0,25	0,20

Примерный химический состав полупродукта представлен в таблице 8.

Таблица 8 – Примерный химический состав полупродукта в ковше, %

C	Si	Mn	Cr	S	P	Ni	Cu
0,200	0,020	0,200	0,070	0,070	0,005	0,200	0,200

Химический состав шихтовых материалов представлен в таблице 9.

Таблица 9 – 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	8,73 0
17А	2,500	0,500	0,700	0,070	0,030	0,000	0,000	0,100	96,1 00

Расчет производим на 150 000 кг шихты. Содержание компонентов в шихте (шихтовка плавки) представлено в таблице 10. Химический состав шлакообразующих материалов, используемых в процессе выплавки представлен в таблице 11

Таблица 10 – Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов				
		C	Si	Mn	P	S
3А	95 000	209,000	190,000	285,000	19,000	28,500
17А	30 000	750,000	150,000	210,000	21,000	9,000
Металл от предыдущей плавки	25 000	12,000	3,000	10,000	1,500	15,000
Итого	150 000	971,000	343,000	505,000	41,500	52,500
Итого, %	100	0,647	0,229	0,337	0,028	0,035

Материал	Масса	Содержание элементов			
		Cr	Ni	Cu	Fe
3А	95 000	142,500	171,000	161,500	93793,500
17А	30 000	–	–	–	28830,000
Металл от предыдущей плавки	25 000	30,000	45,000	45,000	24838,500
Итого	150 000	172,500	216,000	236,500	147462,000
Итого, %	100	0,115	0,144	0,158	98,308

Таблица 11 – Химический состав шлакообразующих материалов, %

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

ПЕРИОД ПЛАВЛЕНИЯ

Окисление элементов

Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов (таблица 12), входящих в таблицу 10.

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 13. Элементы Ti, W, Al, Mo, V из-за малого их содержания в шихте в расчетах не учитываем.

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

где m_i – масса окисляющегося элемента i , кг;
 ν_i, ν_{O_2} – стехиометрический коэффициент элемента i и кислорода;
 μ_i – молекулярная масса элемента i ;
 μ_{O_2} – молекулярная масса кислорода.

Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле

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

где $\nu_{i_x j_y}$ – стехиометрический коэффициент оксида;
 $\mu_{i_x j_y}$ – молекулярная масса оксида.

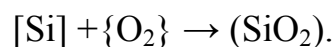
Потребуется кислорода на окисление углерода

$$m_{O_2}(C) = \frac{m_C}{\mu_C} \cdot \frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2} = \frac{194,2}{1 \cdot 12} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 258,933 \text{ кг};$$

образуется {CO}

$$m_{\{CO\}} = \frac{m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{194,2}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 453,133 \text{ кг}.$$

Окисление кремния происходит по реакции



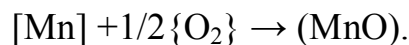
Потребуется кислорода на окисление кремния

$$m_{O_2}(Si) = \frac{154,350}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 32 = 176,400 \text{ кг};$$

образуется (SiO₂)

$$m_{(SiO_2)} = \frac{154,350}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 330,750 \text{ кг}.$$

Окисление марганца происходит по реакции



					22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		34

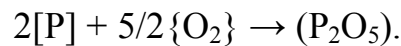
Потребуется кислорода на окисление марганца

$$m_{O_2}(Mn) = \frac{101}{1 \cdot 55} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 29,382 \text{ кг};$$

образуется (MnO)

$$m_{(MnO)} = \frac{101}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 130,382 \text{ кг}.$$

Окисление фосфора происходит по реакции



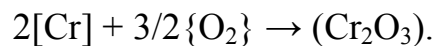
Потребуется кислорода на окисление фосфора

$$m_{O_2}(P_2) = \frac{20,75}{2 \cdot 31} \cdot \frac{5}{2} \cdot 32 = 26,774 \text{ кг};$$

образуется (P₂O₅)

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{20,75}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 47,524 \text{ кг}.$$

Окисление хрома происходит по реакции



Потребуется кислорода на окисление хрома

$$m_{O_2}(Cr) = \frac{34,5}{2 \cdot 52} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 15,923 \text{ кг};$$

образуется (Cr₂O₃)

$$m_{(Cr_2O_3)} = \frac{34,5}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 50,423 \text{ кг}.$$

При этом переходит в шлак

$$50,423 \cdot 0,8 = 40,338 \text{ кг},$$

					<i>22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		35

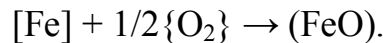
с газами теряется

$$50,423 \cdot 0,2 = 10,085 \text{ кг.}$$

Считаем, что во время плавления в зоне электрических дуг испаряется 1,5 % никеля, имевшегося в шихте. Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 3,240 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)

$$m_{[\text{Fe}]} = \frac{10027,416 \cdot 12}{100} = 1203,290 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода на окисление железа до (FeO)

$$m_{\text{O}_2}(\text{Fe}_1) = \frac{1203,290}{2 \cdot 56} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 171,899 \text{ кг;}$$

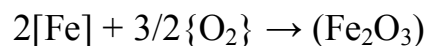
образуется (FeO)

$$m_{(\text{FeO})} = \frac{1203,290}{1 \cdot 56} \cdot 1 \cdot 72 = 1547,087 \text{ кг.}$$

Масса железа окислившегося до (Fe₂O₃),

$$m_{[\text{Fe}]} = 10027,416 - 1203,290 = 8824,126 \text{ кг.}$$

Окисление железа происходит по следующей реакции



Потребуется кислорода на окисление железа до (Fe₂O₃)

$$m_{\text{O}_2}(\text{Fe}_2) = \frac{8824,126}{2 \cdot 56} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 3781,768 \text{ кг;}$$

образуется (Fe₂O₃)

					<i>22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		36

Таблица 14 – Состав металла по расплавлению шихты

Элемент	C	Si	Mn	P	S
Содержание, кг	776,800	188,650	404,000	20,750	52,500
Содержание, %	0,557	0,135	0,290	0,015	0,038

Элемент	O	Cr	Ni	Cu	Fe	Итого
Содержание, кг	16,736	138,000	212,760	236,500	137434,584	139481,28
Содержание, %	0,012	0,099	0,153	0,170	98,533	100

Шлакообразование

Принимаем, что после выпуска предыдущей плавки в ванне остается шлак. Тогда шлак предыдущей плавки внесет компоненты указанные в таблице 15.

Таблица 15 – Шлак предыдущей плавки, кг

CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MnO	S	Итого
1120,5	230,8	750,1	63,5	78,6	38,5	53,4	160,4	10,7	2506,5

Количество поступивших оксидов в шлак из металла указаны в таблице 16.

Таблица 16 – Поступившие оксиды в шлак из металла, кг

SiO ₂	MnO	P ₂ O ₅	Cr ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	Итого
330,750	130,382	47,524	50,423	1547,087	378,177	2484,34

Поступление в шлак с известью 2000 кг:

$$m_{(CaO)} = \frac{m_{изв}}{100} \cdot (CaO) = \frac{2000}{100} \cdot 82 = 1640 \text{ кг},$$

$$m_{(MgO)} = \frac{m_{изв}}{100} \cdot (MgO) = \frac{2000}{100} \cdot 4,6 = 92 \text{ кг},$$

$$m_{(SiO_2)} = \frac{2000}{100} \cdot 10 = 200 \text{ кг},$$

$$m_{(Al_2O_3)} = \frac{2000}{100} \cdot 2,3 = 46 \text{ кг},$$

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{2000}{100} \cdot 0,7 = 14 \text{ кг},$$

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{2000}{100} \cdot 0,1 = 2 \text{ кг},$$

$$m_{(S)} = \frac{2000}{100} \cdot 0,1 = 2 \text{ кг},$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{2000}{100} \cdot 0,2 = 4 \text{ кг}.$$

Поступит в шлак с магнезиальным 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 17.

Таблица 17 – Количество и состав шлака периода плавления, кг

Компонент	Шлак. предыд. плавки	Поступило из металла	Известь	Магнез. материал	Итого, кг	Итого, %
CaO	1120,5	–	1640	50	2810,500	35,233
MgO	230,8	–	92	850	1172,800	14,703
SiO ₂	750,1	330,750	200	60	1340,850	16,809
Al ₂ O ₃	63,5	0	46	30	139,500	1,749
FeO	78,6	1547,087	–	–	1625,687	20,380
Fe ₂ O ₃	38,5	378,177	14	–	430,677	5,399

Продолжение таблицы 17

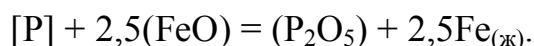
P ₂ O ₅	53,4	47,524	2	–	102,924	1,290
MnO	160,4	130,382	–	–	290,782	3,645
Cr ₂ O ₃	–	50,423	–	–	50,423	0,632
S	10,7	–	2	–	12,700	0,159
Итого	2506,5	2484,343	1996	990	7976,843	100,00

Основность шлака по окончании периода плавления

$$B = \frac{m_{CaO}}{m_{SiO_2}} = \frac{2810,5}{1340,850} = 2,10.$$

Окислительная дефосфорация при выплавке стали

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



По экспериментальным данным получено уравнение

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

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

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 18):

Таблица 18 – Состав шлака дефосфорации

Со став шлака	Ca O	Si O ₂	Mn O	Fe O	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	Mg O	P ₂ O ₅	Σ
n_{RO}	56	60	71	72	152	10 2	40	71	–
n_R O	0,654	0,322	0,053	0,294	0,004	0,018	0,382	0,019	1,747
X_R O	0,375	0,184	0,031	0,169	0,002	0,010	0,219	0,011	1,000
n_R +	0,654	0,322	0,053	0,294	0,009	0,036	0,382	0,037	1,787

Продолжение таблицы 18

X	0,366	0,180	0,030	0,165	0,005	0,020	0,214	0,021	1,000
R+									

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

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

$$lg\gamma_{FeO} = 0,378$$

$$\gamma_{FeO} = 2,386$$

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

$$lg\gamma_{P_2O_5} = -1,674$$

$$\gamma_{P_2O_5} = 0,021$$

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

$$lg f_P = 0,13 \cdot 0,135 - 0,032 \cdot 0,015 - 0,014 \cdot 0,099 + 0,036 \cdot 0,015 + 0,062 \cdot 0,290 = 0,074$$

$$f_P = 1,186$$

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.

$$L_P = \frac{31 \times 0,163 \times 1,186 \times (0,169 \times 2,386)^{2,5} \times 1,747}{0,021} = 50,695$$

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

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

					22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		41

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.

$$[P_K] = \frac{100 \times 0,028 \times \frac{7671,466}{139481,280} \times \frac{31}{71}}{100 + \frac{7671,466}{139481,280} \times 50,695} = 0,065$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции

$$\frac{139481,280 - x}{0,028 - x} = \frac{100}{0,015}$$

$$x \approx 20,9 \text{ кг}$$

При этом образуется

$$P_2O_5 = \frac{20,9 \times 142}{62} = 47,524 \text{ кг.}$$

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 0,20 %. Тогда останется в металле углерода

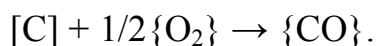
$$m_C = \frac{0,20}{100} \cdot 139481,280 = 278,963 \text{ кг.}$$

За окислительный период должно окислиться

$$776,800 - 278,963 = 497,837 \text{ кг.}$$

					<i>22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		42

Окисление газообразным кислородом происходит по реакции



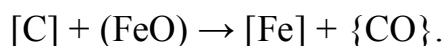
Количество кислорода, необходимого для окисления элементов, определяем по формуле (2):

$$m_{O_2}(C) = \frac{0,7 \cdot 497,837}{1 \cdot 12} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 464,448 \text{ кг};$$

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

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot 497,837}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 813,134 \text{ кг}.$$

Окисление углерода оксидом железа (FeO) происходит по реакции:



Тогда количество оксида необходимого для окисления элемента составит:

$$m_{(FeO)}(i) = \frac{0,3 \cdot m_i}{v_i \cdot \mu_i} \cdot v_{FeO} \cdot \mu_{i_{xjy}}, \text{ кг} \quad (9)$$

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

m_i, μ_i – масса и молекулярная масса элемента;

μ_{FeO} – молекулярная масса (FeO).

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

$$m_{i_{xjy}} = \frac{0,3 \cdot m_i}{v_i \cdot \mu_i} \cdot v_{i_{xjy}} \cdot \mu_{i_{xjy}}, \text{ кг} \quad (10)$$

где $\mu_{i_{xjy}}$ – молекулярная масса оксида.

Тогда количество (FeO), необходимого для окисления углерода,

$$m_{FeO}(C) = \frac{0,3 \cdot 497,837}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 72 = 896,107 \text{ кг};$$

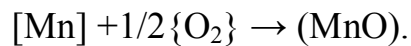
образуется $\{CO\}$

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,3 \cdot 497,837}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 348,486 \text{ кг}.$$

					<i>22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		43

К концу периода должно остаться марганца 0,20 % или 278,963 кг. Тогда окисляется марганца за период $304,000 - 278,963 = 125,037$ кг.

Окисление марганца происходит по реакции



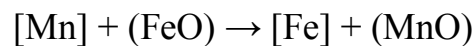
Потребуется кислорода на окисление марганца

$$m_{\text{O}_2}(\text{Mn}) = \frac{0,7 \cdot 125,037}{1 \cdot 55} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 25,462 \text{ кг};$$

образуется (Mn)

$$m_{(\text{MnO})} = \frac{0,7 \cdot 125,037}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 112,988 \text{ кг}.$$

Окисление марганца оксидом железа (FeO) происходит по реакции



Количество (FeO), необходимое для окисления марганца,

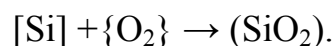
$$m_{\text{FeO}}(\text{Mn}) = \frac{0,3 \cdot 125,037}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 72 = 49,105 \text{ кг};$$

образуется (MnO)

$$m_{(\text{MnO})} = \frac{0,3 \cdot 125,037}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 48,423 \text{ кг}.$$

К концу периода должно остаться кремния 0,02 % или 27,896 кг. Тогда окислится кремния за период $188,650 - 27,896 = 160,754$ кг.

Окисление кремния происходит по реакции



Потребуется кислорода на окисление кремния

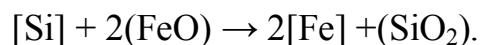
$$m_{\text{O}_2}(\text{Si}) = \frac{0,7 \cdot 160,754}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 32 = 128,603 \text{ кг};$$

					<i>22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		44

образуется (SiO₂)

$$m_{(SiO_2)} = \frac{0,7 \cdot 160,754}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 241,131 \text{ кг.}$$

Окисление оксидом железа (FeO) происходит по реакции



Количество (FeO), необходимого для окисления кремния,

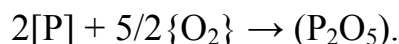
$$m_{FeO}(Si) = \frac{0,3 \cdot 160,754}{1 \cdot 28} \cdot 2 \cdot 72 = 248,020 \text{ кг.};$$

образуется (SiO₂)

$$m_{(SiO_2)} = \frac{0,3 \cdot 160,754}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 103,342 \text{ кг.}$$

К концу периода фосфора останется 0,005 % или 6,974 кг. Тогда окислится фосфора за период $20,750 - 6,974 = 13,776$ кг.

Окисление фосфора происходит по реакции



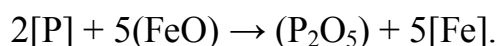
Потребуется кислорода на окисление фосфора

$$m_{O_2}(P) = \frac{0,7 \cdot 13,776}{2 \cdot 31} \cdot \frac{5}{2} \cdot 32 = 12,443 \text{ кг.};$$

образуется (P₂O₅)

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{0,7 \cdot 13,776}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 22,086 \text{ кг.}$$

Окисление фосфора оксидом железа (FeO) происходит по реакции



Количество (FeO), необходимого для окисления фосфора,

$$m_{FeO}(P) = \frac{0,3 \cdot 13,776}{2 \cdot 31} \cdot 5 \cdot 72 = 23,997 \text{ кг.};$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат

22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР

Лист

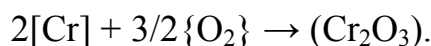
45

образуется (P_2O_5)

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{0,3 \cdot 13,776}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 9,465 \text{ кг.}$$

К концу периода останется хрома 0,07 % или 97,637 кг. Тогда окислится хрома за период $138,000 - 97,637 = 40,363$ кг.

Окисление хрома происходит по реакции



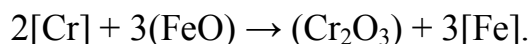
Потребуется кислорода на окисление хрома

$$m_{O_2}(Cr) = \frac{0,7 \cdot 40,363}{2 \cdot 52} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 13,040 \text{ кг;}$$

образуется (Cr_2O_3)

$$m_{(Cr_2O_3)} = \frac{0,7 \cdot 40,363}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 41,294 \text{ кг.}$$

Окисление хрома оксидом железа (FeO) происходит по реакции



Количество (FeO), необходимого для окисления фосфора,

$$m_{FeO}(Cr) = \frac{0,3 \cdot 40,363}{2 \cdot 52} \cdot 3 \cdot 72 = 25,149 \text{ кг;}$$

образуется (Cr_2O_3)

$$m_{(Cr_2O_3)} = \frac{0,3 \cdot 40,363}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 17,698 \text{ кг.}$$

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

Тогда суммарное количество кислорода, необходимого для окисления элементов,

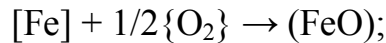
$$M_{O_2} = \sum_{i=1}^n m_{O_2}(i) = 644,196 \text{ кг.}$$

					<i>22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		46

Общее количество закиси железа для окисления элементов

$$M_{(FeO)} = \sum_{i=1}^n m_{(FeO)}(i) = 1242,378 \text{ кг.}$$

Для получения такого количества (FeO) потребуется кислорода



$$m_{O_2} = \frac{M_{(FeO)}}{\mu_{FeO}} \cdot \frac{1}{2} \mu_{O_2} = \frac{1242,378}{72} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 276,084 \text{ кг.}$$

При этом потребуется железа

$$m_{[Fe]} = \frac{M_{(FeO)}}{\mu_{FeO}} \cdot \mu_{Fe} = \frac{1242,378}{72} \cdot 56 = 966,294 \text{ кг.}$$

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

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,20}{0,20} = 0,024 \text{ \%}.$$

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

$$m_{[O]} = \frac{0,012}{100} \cdot 139481,280 = 16,738 \text{ кг.}$$

Количество кислорода, необходимого в окислительный период,

$$m_{O_2} = 644,196 + 276,084 + 16,738 = 937,018 \text{ кг.}$$

Шлакообразование

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

Тогда процентное содержание железа в шлаке от (FeO)

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

					<i>22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		47

а процентное содержание железа в шлаке от (Fe_2O_3)

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

Следовательно, в шлаке окислительного периода содержится

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

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

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

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

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

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

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

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

После скачивания шлака периода плавления в ванне его осталось 20 % или 1595,369 кг. Тогда шлак периода плавления внесет (таблица 25):

$$CaO - \frac{35,233}{100} \cdot 1595,369 = 562,296 \text{ кг,}$$

$$MgO - \frac{14,703}{100} \cdot 1595,369 = 234,567 \text{ кг,}$$

$$SiO_2 - \frac{16,809}{100} \cdot 1595,369 = 268,166 \text{ кг,}$$

$$Al_2O_3 - \frac{1,749}{100} \cdot 1595,369 = 27,903 \text{ кг,}$$

$$FeO - \frac{20,380}{100} \cdot 1595,369 = 325,136 \text{ кг,}$$

									Лист
									48
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР				

$$Fe_2O_3 - \frac{5,399}{100} \cdot 1595,369 = 86,134 \text{ кг},$$

$$P_2O_5 - \frac{1,290}{100} \cdot 1595,369 = 20,580 \text{ кг},$$

$$MnO - \frac{3,645}{100} \cdot 1595,369 = 58,151 \text{ кг},$$

$$Cr_2O_3 - \frac{0,632}{100} \cdot 1595,369 = 10,083 \text{ кг},$$

$$S - \frac{0,159}{100} \cdot 1595,369 = 2,537 \text{ кг}.$$

Итого: 1595,369 кг.

Количество оксидов поступивших в шлак из металла за период окисления указано в таблице 19.

Таблица 19 – Оксиды поступившие в шлак из металла, кг

MnO	SiO ₂	P ₂ O ₅	Cr ₂ O ₃	Итого
161,411	344,473	31,551	58,992	769,825

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

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

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

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

Отсюда следует, что масса извести

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

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

Тогда масса извести по формуле (10)

					<i>22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		49

$$m_{изв} = \frac{2 \cdot 612,639 - 562,096}{\frac{82}{100} - 2 \cdot \frac{10}{100}} = 1069,648 \text{ кг.}$$

Принимаем количество извести 1070 кг.

Известь внесет в шлак

$$CaO - \frac{82,0}{100} \cdot 1070 = 877,400 \text{ кг,}$$

$$MgO - \frac{4,6}{100} \cdot 1070 = 49,220 \text{ кг,}$$

$$SiO_2 - \frac{10,0}{100} \cdot 1070 = 107,000 \text{ кг,}$$

$$Al_2O_3 - \frac{2,3}{100} \cdot 1070 = 24,610 \text{ кг,}$$

$$Fe_2O_3 - \frac{0,7}{100} \cdot 1070 = 7,490 \text{ кг,}$$

$$P_2O_5 - \frac{0,1}{100} \cdot 1070 = 1,070 \text{ кг,}$$

$$S - \frac{0,1}{100} \cdot 1070 = 1,070 \text{ кг.}$$

Итого: 1067,860 кг.

При этом образуется

$$CO_2 - \frac{0,2}{100} \cdot 1020 = 2,140 \text{ кг.}$$

Общая масса шлака без оксидов железа

$$1184,099 + 769,825 + 1060,370 = 3014,294 \text{ кг.}$$

Суммарное количество шлака найдем по формуле

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

					<i>22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		50

где $m'_{шл}$ – масса шлака без оксидов железа, кг;

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

Тогда по формуле (15)

$$m_{шл} = \frac{3014,294}{1 - \frac{5,556 + 10,000}{100}} = 3569,577 \text{ кг.}$$

Массы оксидов железа по формулам (12), (13):

$$m_{(FeO)} = \frac{9}{100} \cdot 3569,577 = 356,958 \text{ кг,}$$

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{5}{100} \cdot 3569,577 = 198,326 \text{ кг.}$$

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

Из шлака периода плавления поступает: (FeO) – 325,136 кг, (Fe₂O₃) – 86,134 кг.

Из извести поступает: (Fe₂O₃) – 7,490 кг.

Итого: (FeO) – 325,136 кг, (Fe₂O₃) – 93,624 кг. Следовательно, необходимо добавить оксидов железа в количестве: (FeO) – 31,822, (Fe₂O₃) – 104,702

Для этого потребуется кислорода на образование (Fe₂O₃)

$$m_{O_2} = \frac{m_{(Fe_2O_3)}}{\mu_{Fe_2O_3}} \cdot \frac{3}{2} \cdot \mu_{O_2} = \frac{104,702}{160} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 34,258 \text{ кг,}$$

потребуется кислорода на образование (FeO)

$$m_{O_2} = \frac{m_{(FeO)}}{\mu_{FeO}} \cdot \frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2} = \frac{31,822}{72} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 14,143 \text{ кг.}$$

Потребуется железа на образование (Fe₂O₃)

$$m_{[Fe]} = \frac{m_{(Fe_2O_3)}}{\mu_{Fe_2O_3}} \cdot 2 \cdot \mu_{Fe} = \frac{104,702}{160} \cdot 2 \cdot 56 = 73,291 \text{ кг,}$$

потребуется железа на образование (FeO)

$$m_{[Fe]} = \frac{m_{(FeO)}}{\mu_{FeO}} \cdot \mu_{Fe} = \frac{31,822}{72} \cdot 56 = 24,750 \text{ кг.}$$

					<i>22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		51

Количество и состав шлака окислительного периода представлен в таблице 20.

Таблица 20 – Количество и состав шлака окислительного периода, кг

Компонент	Шлак периода плавления	Поступит из металла	Поступит из извести	Итого	Итого, %
CaO	562,096	–	877,400	1439,496	42,386
MgO	234,567	–	49,220	283,787	8,356
SiO ₂	268,166	344,473	107,000	719,639	21,190
Al ₂ O ₃	27,903	–	24,610	52,513	1,546
FeO	325,136	31,822	–	356,958	10,511
Fe ₂ O ₃	86,134	104,702	7,490	198,326	5,840
P ₂ O ₅	20,580	31,551	1,070	53,201	1,567
MnO	58,151	161,411	–	219,562	6,465
Cr ₂ O ₃	10,083	58,992	–	69,075	2,034
S	2,537	–	1,070	3,607	0,106
Итого	1595,353	732,951	1067,860	3396,164	100,000

Определение состава металла окислительного периода

Количество железа, пошедшего на образование оксидов железа – 98,041 кг. Тогда железа в металле останется 137434,584 – 98,041 = 137336,543 кг.

Содержание кислорода, растворенного в металле в конце окислительного периода

$$m_{[O]} = \frac{0,045}{100} \cdot 139481,280 = 33,476 \text{ кг.}$$

Количество и состав металла в конце окислительного периода представлен в таблице 21.

Таблица 21 – Количество и состав металла в конце окислительного периода

Содержание в металле	Элементы					
	C	Si	Mn	P	S	O
кг	278,963	27,896	278,963	6,974	52,500	33,476
%	0,201	0,020	0,201	0,005	0,038	0,024

Продолжение таблицы 21

Содержание в металле	Элементы				Итого
	Cr	Ni	Cu	Fe	
кг	97,637	212,760	236,500	137336,543	138562,212
%	0,070	0,154	0,171	99,115	100,000

ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВА И СОСТАВА ГАЗОВ В ПЕРИОДЫ ПЛАВЛЕНИЯ И ОКИСЛЕНИЯ

Общее количество {CO} составляет 1614,753 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 5781,118 кг.

Принимаем, что 2 % или 115,622 кг кислорода приходится на кислород воздуха.

Объем кислорода в воздухе

$$V_{O_2} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \cdot 115,622 = 80,935 \text{ м}^3.$$

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

										Лист
										53
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР					

Таким образом, приходные и расходные статьи материального баланса имеют вид указанный в таблице 23.

Таблица 23 – Материальный баланс

Израсходовано, кг		Получено, кг	
3А	95 000	Металл	138562,212
17А	30 000	Шлак	9777,654
Металл предыдущей плавки	25 000	Газы	3547,575
Известь	3070	Пыли	12241,042
Магнезиальный материал	1000	в том числе: Fe ₂ O ₃ Ni Cr ₂ O ₃	12 227,717 3,240 10,085
Электроды	195		
Воздух	508,169		
Кислород	6665,289		
Шлак предыдущей плавки	2506,500		
Итого	163 944,958	Итого	164128,483

Невязка

$$\frac{164128,483 - 163944,958}{164128,483} \cdot 100 \% = 0,11 \%$$

Выход жидкой стали

$$y = \frac{138562,212}{150000} = 0,92.$$

Раскисление и легирование

Составим баланс обработки в печи-ковше стали марки 60Г. Дополнительное техническое условие: для гарантии выполнения требования заказчика по технологической пластичности и механическим свойствам (повышенное относительное сужение и ударная вязкость) необходимо иметь в стали не более 0,015 % серы.

Пользуясь справочными данными, находим химический состав стали 60Г и делаем поправку на допустимое содержание серы (таблица 24).

Таблица 24 – Химический состав готовой стали, масс. %

Химический элемент	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
Содержание	0,57 – 0,65	0,17– 0,37	0,7 – 1,0	\leq 0,015	\leq 0,035	\leq 0,25	\leq 0,25	\leq 0,20

* С учетом требований заказчика

Состав жидкого полупродукта, полученного в ДСП, приведен в таблице 32.

Таблица 25 – Состав жидкой стали полупродукта, масс. %

C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
0,201	0,020	0,201	0,005	0,038	0,070	0,154	0,171

Состав используемых ферросплавов и раскислителей приведен в таблице 26.

Таблица 26 – Химический состав используемых материалов, масс. %

Материал	C	Mn	Si	Cr	S	P	Fe	Al
Ферросиликомарганец МнС17	1,56	67,1	17,5	–	0,02	0,02	13,8	–
Ферросилиций ФС65	0,07	0,2	66,7	–	0,007	0,023	3	–
Алюминий катанка	–	–	1,5	–	–	1,5	–	97

Раскисление и легирование.

Определим количество ферросплавов (таблица 26), 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 25). 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

$$M_{\text{MnC17}} = \frac{118000 \cdot (0,80 - 0,201) \cdot 100}{67,1 \cdot (100 - 0)} = 1071 \text{ кг.}$$

Он дополнительно внесет в расплав, с учетом угара:

$$\text{Mn: } 1071 \cdot 0,671 = 718,641 \text{ кг;}$$

$$\text{Si: } 1071 \cdot 0,175 \cdot 0,85 = 159,311 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe: } 1071 \cdot 0,138 = 147,798;$$

$$\text{C: } 1071 \cdot 0,0156 \cdot 0,7 = 11,695 \text{ кг;}$$

$$\text{P: } 1071 \cdot 0,0002 = 0,214 \text{ кг;}$$

$$\text{S: } 1071 \cdot 0,0002 = 0,214 \text{ кг.}$$

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

$$M_{\text{ФС65}} = \left(\frac{118000 \cdot (0,23 - 0,02) \cdot 100}{66,7 \cdot (100 - 15)} \right) = 153 \text{ кг.}$$

$$\text{Si: } 153 \cdot 0,667 \cdot 0,85 = 86,743 \text{ кг;}$$

$$\text{Mn: } 153 \cdot 0,002 = 0,306 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe: } 153 \cdot 0,33 = 50,490;$$

$$\text{C: } 153 \cdot 0,0007 \cdot 0,7 = 0,011 \text{ кг;}$$

$$\text{P: } 153 \cdot 0,00023 = 0,035 \text{ кг;}$$

$$\text{S: } 153 \cdot 0,00007 = 0,131 \text{ кг.}$$

Расход углеродистого порошка с учетом угара

										Лист
										58
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР					

Переходом этих оксидов в шлак с допустимой точностью можно пренебречь.

По результатам проведенных расчетов можно определить количество состав образующего шлака. Результат оформим в таблица 27.

Таблица 27 – Количество и состав шлака в ковше-печи

Источник поступления	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Mg O	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	93,046	–	–	144,046
Футеровка	–	–	11,328	–	130,272	141,600
Итого, кг	738,000	170,700	195,374	6,300	171,672	1282,046
Итого, %	57,564	13,315	15,239	0,491	13,390	100,000

Рассматривая результаты расчетов, приведенные в таблице 34, следует сделать два замечания:

1. По сравнению с обычным для обработки стали в печи-ковше содержанием SiO₂ (3...7 %), фактическое значение более высокое. Это связано с тем, что обработке подвергали сталь, легированную кремнием. Присадка большого количества ферросилиция вызвала и образование большого количество кремнезема. Понизить его содержание в шлаке можно присадкой большого количества шлаковой смеси (CaO + Al₂O₃). Это в определенной мере и было учтено в расчете, что привело к образованию большого для условия обработки в печи-ковше количества шлака (5,1 кг, хотя обычно его количество не превышает 3...4 % от массы металла). Дальнейшее увеличение количества присаживаемой шлаковой смеси нецелесообразно.

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

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 $L_s = (S)/[S]$ достигает 500...1000. Учитывая повышенное содержание в шлаке SiO₂ 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

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

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:

$$475 \cdot 0,3 \cdot 28 / 12 = 332,500 \text{ кг};$$

30 % угара углерода, вносимого остальными ферросплавами:

$$11,770 \cdot 0,3 \cdot 28 / 12 = 8,239 \text{ кг}.$$

Итого образуется газа:

$$180 + 332,500 + 8,239 = 520,739 \text{ кг}.$$

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.

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

					<i>22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		61

ферросплавами с учетом их содержания, но без учета угара. Результаты оформим в виде таблице 28.

Таблица 28 – Баланс металла

Элемент	Поступило, кг*	Перешло в шлак, кг	Перешло в газ, кг	Содержится в металле	
				кг	%
C	869,008	–	146,031	722,977	0,604
Si	313,076	43,421	–	269,655	0,225
Mn	956,127	–	–	956,127	0,799
Cr	82,600	–	–	82,600	0,069
S	45,065	35,625	–	9,440	0,008
P	6,149	–	–	6,149	0,005
Al	90,000	27,000	–	63,000	0,053
Ni	181,720	–	–	181,720	0,152
Cu	201,780	–	–	201,780	0,169
Fe	117183,488	–	–	117183,488	97,917
Итого	119929,013	106,046	146,031	119676,936	100,000

*Без учета угара

Невязка $119929,013 - (106,046 + 146,031 + 119676,936) = 0$.

Выход жидкой стали $(122650,158/122985,678) \cdot 100 = 99,73$ % от введенных в ковш-печь исходных материалов. Материальный баланс обработки стали в ковше-печи приводится в таблице 29. Невязка 690,721 кг или 0,57 %.

Таблица 29 – Материальный баланс плавки

Поступило		Получено	
Материал	Количество, кг	Продукт	Количество, кг
Полупродукт	118000	Сталь	119676,939
Известь	900		
Глинозем	100	Шлак	1282,046
MnС17	1071		
ФС65	153	Газ	520,739
Алюминий	90	Невязка	690,721
Углеродистый порошок	475		
Итого	120789	Итого	123955

2.2 ТЕПЛОВОЙ БАЛАНС

Статьи прихода тепла

Тепло, вносимое электрической энергией, Q_1 .

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 $\eta = 90 \%$. Расход электроэнергии, с учетом подогрева лома и наличия газокислородных горелок и времени их работы, равен $515 \text{ кВт}\cdot\text{ч/т}$. Для пересчета $\text{кВт}\cdot\text{ч}$ в МДж используется переводной коэффициент $3,6$ ($1 \text{ Вт}\cdot\text{ч} = 3600 \text{ Дж}\cdot\text{ч}$).

Расчет проведем на 120 т шихты. Зададимся расходом электрической энергии, равным $515 \text{ кВт}\cdot\text{ч/т}$ стали, или $60,5 \text{ МВт}\cdot\text{ч}$ 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

$$\Delta H_k = ((M_{3A} \cdot c_{3A}) + (M_{17A} \cdot c_{17B})) \cdot \Delta t_k, \quad (14)$$

где ΔH_k – изменение энтальпии компонентов;

M_{3A} – масса лома 3А;

c_{3A} – теплоемкость лома 3А;

M_{17A} – масса чугуна;

c_{17A} – теплоемкость чугуна;

Δt_k – изменение температуры компонента.

Энтальпия лома, заваливаемого в печь, температурой $20 \text{ }^\circ\text{C}$ составит

$$H_l = ((95 \cdot 10^3 \cdot 0,460 \cdot 10^{-3}) + (30 \cdot 10^3 \cdot 0,500 \cdot 10^{-3})) \cdot 20 = 23,48 \text{ ГДж.}$$

Итого энтальпия шихты составит: $Q_2 = \Delta H = 23,48 \text{ ГДж}$.

Тепло, вносимое известью Q_3 .

Количество тепла, поступающего с известью,

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

где $C_{изв}$ – удельная теплоемкость извести, $\text{кДж}/(\text{кг}\cdot\text{K})$.

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

									Лист
									63
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР				

Тогда $Q_3 = 3070 \cdot 0,760 \cdot 20 = 0,047$ ГДж.

Тепло, вносимое магнезиальным материалом Q_4 .

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

при $t = 20$ °С теплоемкость магнезиального материала равна 957 Дж/(кг·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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Тепло экзотермических реакций определяем суммированием теплот реакций, идущих с отрицательным эффектом (таблица 30)

Таблица 30 – Теплота реакций

$[\text{Si}] + \{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{SiO}_2)$	$266,878 \cdot 29,51 = 7875,564$ МДж
$[\text{Mn}] + 1/2 \{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{MnO})$	$188,526 \cdot 7,41 = 1396,977$ МДж
$2[\text{Fe}] + 3/2 \{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{Fe}_2\text{O}_3)$	$8824,126 \cdot 7,29 = 64327,879$ МДж
$[\text{Fe}] + 1/2 \{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{FeO})$	$1203,290 \cdot 4,11 = 4945,522$ МДж
$[\text{C}] + 1/2 \{\text{O}_2\} \rightarrow \{\text{CO}\}$	$542,686 \cdot 11,43 = 6202,900$ МДж
$2[\text{Cr}] + 3/2 \{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{Cr}_2\text{O}_3)$	$62,754 \cdot 11,33 = 711,004$ МДж

Следовательно, $Q_5 = 85,460$ ГДж.

Тепло, вносимое газокислородными горелками, Q_6 .

Вносимое горелками тепло определяется по формуле

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

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

τ – время работы горелки, ч;

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

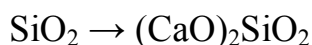
3,6 – переводной коэффициент кВт·ч в МДж.

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

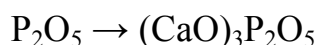
$$Q_{\text{гор}} = 4 \cdot 0,25 \cdot 3,3 \cdot 10^3 \cdot 3,6 = 11,880 \text{ ГДж.}$$

Тепло шлакообразования Q_7 .

Тепло шлакообразования:



$$315,104 \cdot \frac{60}{28} \cdot 2,32 = 15,665 \cdot 10^8 \text{ Дж};$$



$$34,526 \cdot \frac{142}{62} \cdot 4,70 = 3,717 \cdot 10^8 \text{ Дж}.$$

Следовательно $Q_7 = (15,665 + 3,717) \cdot 10^8 = 1,938 \text{ ГДж}$.

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

$$Q_8 = 0,6 \cdot \Delta m_{\text{э}} \cdot q_{\text{с}}, \quad (22)$$

где $\Delta m_{\text{э}}$ – масса израсходованных электродов, кг;

$q_{\text{с}}$ – тепловой эффект окисления графита, МДж/кг.

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

Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки Q_9 .

Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки:

$$Q_9 = Q_{\text{м}} + Q_{\text{шл}}, \quad (23)$$

$$Q_{\text{м}} = m_{\text{м}} \cdot C_{\text{м}} \cdot t_{\text{м}}, \quad (24)$$

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

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

Тогда $Q_9 = 25000 \cdot 0,838 \cdot 1620 + 2506,5 \cdot 1,25 \cdot 1700 = 39,265 \text{ ГДж}$.

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

Тепло, вносимое воздухом и газообразным кислородом:

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

					<i>22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		66

Анализ работы ДСП 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:

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

Потери тепла на охлаждение свода составят:

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

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

Тепло, уносимое частицами Fe_2O_3 :

$$Q_{14} = 12227,717 \cdot (1,23 \cdot 1600 + 209,34) = 26,624 \text{ ГДж}.$$

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 $50 \dots 150 \text{ МДж/т}$ и m_o

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

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 токопровода, 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

					<i>22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		69

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

Затем определяем среднюю температуру футеровки

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

По справочной литературе для данной t_{cp} находим коэффициент теплопроводности материала λ по рис. 4 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 $\sim 6,85\text{ м}^2$:

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

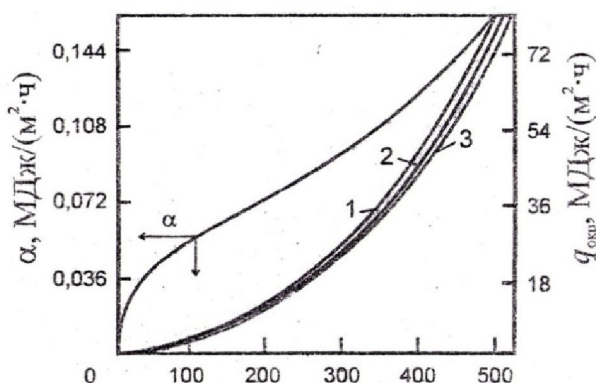


Рисунок 4 – Зависимость коэффициента суммарной теплоотдачи α и удельного теплового потока, теряемого поверхностью печи в окружающую среду при $t_в$: $10\text{ }^\circ\text{C}$ – 1; $20\text{ }^\circ\text{C}$ – 2; $30\text{ }^\circ\text{C}$ – 3

Согласно справочным данным коэффициент теплопроводности магнезиальной 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 $Q_{кож} = 0,059 \cdot (100 - 20) \cdot 6,85 \cdot 0,75 = 724,25\text{ МДж}$.

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,

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

Полученный тепловой баланс плавки стали 60Г в ДСП приведен в таблице 31.
Таблица 31 – Тепловой баланс плавки стали в ДСП

Статьи прихода	ГДж	%	Статьи расхода	ГДж	%
Электроэнергия, Q_1	196,020	54,028	Полезный расход энергии, Q_{11}	168,556	46,458
Тепло, вносимое шихтой, Q_2	23,320	6,428	Тепло, уносимое газами, Q_{12}	3,007	0,829
Тепло, вносимое другими материалами, $Q_3 + Q_4$	0,065	0,018	Потери с охлаждающей водой, Q_{13}	58,59	16,149
Тепло экзотермических реакций, Q_5	84,570	23,310	Тепло, уносимое частицами Fe_2O_3 , Q_{14}	26,671	7,351
Тепло, поступающее от ГКГ, Q_6	11,880	3,274	Тепло эндотермических реакций, Q_{15}	21,000	5,788
Тепло шлакообразования, Q_7	1,874	0,516	Потери электрической сетью, Q_{16}	34,433	9,491
Тепло от окисления электродов, Q_8	3,920	1,080	Потери через футеровку, Q_{17}	0,724	0,200
Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки, Q_9	39,255	10,820	Потери через завалочное окно, Q_{18}	48,381	13,335
Тепло кислорода и воздуха, Q_{10}	1,908	0,526	Неучтенные потери	1,449	0,399
Итого	360,094	100,00	Итого	360,094	100,00

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

22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР

Лист

73

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.

									Лист
									74
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР				

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 Усадочная пористость

Усадочная пористость – скопление крупных и мелких пор вдоль теплового центра кристаллизации слитка в зоне встречи фронтов затвердевания, может быть рассредоточенной, представляющей собой усадочные поры небольшого сечения, разбросанные по осевой зоне, и сосредоточенной – более крупные усадочные поры, сконцентрированные по тепловому центру заготовки, которые могут образовываться в осевой зоне несплошности в виде цепочки усадочных полостей. В процессе дальнейшей прокатки несплошности, даже выходящие на торец заготовок, завариваются.

Данный вид дефект возможно определить визуально на шлифованном темплете. Причинами образования усадочной пористости являются:

- повышенная скорость разливки и перегрев стали;
- высокая температура стали и чрезмерные колебания скорости разливки;

					<i>22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		75

- повышенное содержание S, P, H₂ и др.;
- широкий интервал кристаллизации стали (определяется маркой стали);
- недораскисленность стали;
- высокое содержание углерода в стали;
- неадекватное вторичное охлаждение заготовки (переохлаждение);
- неудовлетворительное состояние системы поддержания ручья.

Существуют следующие способы предупреждения образования усадочной пористости:

- соблюдение температурно-скоростного режима разливки;
- снижение в стали S, P и неметаллических включений;
- настройка режима охлаждения ЗВО;
- настройка поддерживающих роликов.

Обработка этого дефекта не производится. Во время прокатки дефект исчезает при большой степени обжатия и не вызывает нежелательных последствий.

На рисунке 5 показана усадочная пористость.

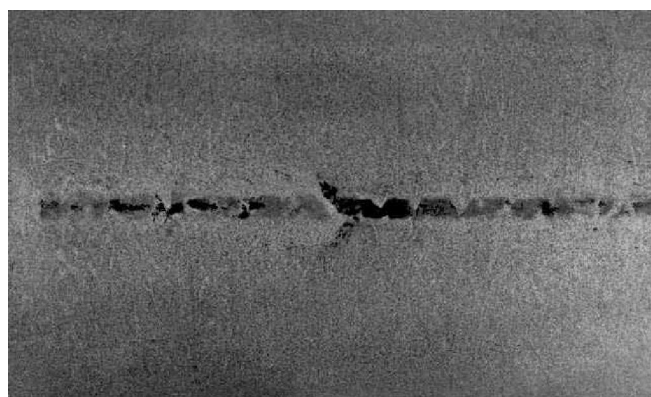
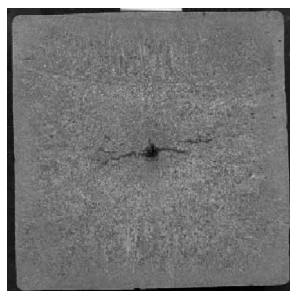


Рисунок 5 – Поперечный и продольный травленные темплеты заготовки с дефектом усадочная пористость

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР

Лист

76

5. ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

Важнейшей функцией шлака является сорбция (поглощение) вредных примесей – серы, фосфора и некоторых других элементов. Сорбционная способность шлака по отношению к примесям зависит от его состава, температуры и степени раскисленности системы «металл–шлак». Удаление примесей требует различных условий. Так, удаление серы полнее протекает в раскислительной системе. Для процессов, протекающих в дуговых печах, важную роль играют защитные (покровные) свойства шлака.

Сера является самой вредной примесью, снижающей механическую прочность и свариваемость стали, а также ухудшающей ее электротехнические, антикоррозионные и другие свойства. Заметное отрицательное влияние серы на свойства стали обычно проявляется уже при содержании 0,005 – 0,010%, в некоторых случаях даже при 0,002 – 0,003%. Качество макроструктуры непрерывнолитых заготовок (НЛЗ) также зависит от содержания серы (таблица 33). Технология производства стали в ЭСПЦ осуществляется по двум вариантам (линиям):

- выплавка в ДСП – обработка на АПК № 1 и АДС – разливка на сортовых МНЛЗ № 1, 2;
- выплавка в ДСП – обработка на АПК № 2 – разливка на слябовой МНЛЗ № 5.

Таблица 33 – Влияние содержания серы в готовой стали на качество макроструктуры НЛЗ

[S] _{гот.} , %	Средние показатели макроструктуры, балл								
	ЦП	ОЛ	ЛПТ _{общ}	ЛПТ _{осев}	ЛПТ _γ	СП	КТЗ	ГП(А)	ГП(В)
менее 0,010	0,57	0,68	0,38	0,53	0,00	0,00	0,53	0,10	0,77
0,010 – 0,019	0,73	0,71	0,76	0,85	0,41	0,00	1,06	0,23	0,90
0,020 – 0,029	0,73	0,83	1,13	0,91	0,86	0,00	1,32	0,40	1,11
0,030 – 0,039	0,91	0,87	1,16	1,04	0,87	0,00	1,60	0,58	0,58
0,040 и более	0,95	0,95	1,35	0,8	1,65	0	2,4	0,45	0,95

Среднее содержание серы в металле перед выпуском из ДСП в 2006 г. составило 0,044 %. При производстве стали по первому варианту ее разливка на МНЛЗ была затруднена из-за высокого содержания серы в металле, обрабатываемом через АДС, что приводило к снижению скорости разливки и ухудшению качества металла. При производстве стали по второму варианту для достижения производства стали в объеме 2,2 млн. т (контрактные показатели) время разливки на МНЛЗ должно составлять 40 мин, а содержание серы 0,012%.

Из вышесказанного следует, что для бесперебойного обеспечения металлом сортовых и слябовой МНЛЗ необходимо было снизить содержание серы в металле перед выпуском из ДСП.

При выплавке стали в ДСП известь выполняет не только функцию формирования металлургического шлака, но служит и для защиты боковой стенки и огнеупорной футеровки нижнего кожуха от слишком большого излучения, исходящего от дуги. По условиям контракта с фирмой-поставщиком электропечи VAI-FUCHS содержание CaO в извести должно составлять не менее 93 %, потери массы при прокаливании (ППП) не более 8 %, а расход извести на плавку должен составлять ~35 кг/т.

Основным показателем десульфуризирующей способности шлака является его основность (CaO/SiO₂), которая зависит от качества и расхода кальцийсодержащих материалов, в частности содержания CaO и ППП. Характеристика используемой при выплавке стали в ЭСПЦ извести (таблица 34) показывает, что она не соответствует требованиям контракта. Это приводит к ухудшению таких технико-экономических показателей работы ДСП, как время работы под током и расход энергоносителей.

Таблица 34 – Характеристика используемой извести

Год	Химический состав извести, %			Содержание фракции 0 –10 мм, %
	CaO	MgO	ППП П	
2012	89,4	3,50	9,97	7,80
2013	89,5	3,47	10,13	7,70

Первым этапом снижения содержания серы в металле перед выпуском из ДСП стало опробование присадки шлакообразующих материалов (извести) в различные периоды плавки: по ходу (порциями), только в завалку в бадье, 50 % в завалку в бадье и 50 % по ходу плавки (порциями).

Результаты опытных плавов (таблица 35) показывают, что при завалке всей извести в бадью она не успевает раствориться в процессе выплавки стали, а при отдаче извести по ходу плавки (порциями) не успевает сформироваться шлак из-за крайне непродолжительного окислительного периода плавки. Опытными плавками было установлено, что наиболее эффективны присадка 50 % извести в завалку и 50 % извести по ходу плавки, что приводит к снижению содержания серы в металле перед выпуском на 0,007 % и увеличению коэффициента распределения серы на 0,84 относительно ранее применяемой технологии отдачи извести в бадью в завалку.

Таблица 37 – Баланс извести в сталеплавильном производстве ОАО ММК

	Поступление, тыс. т	Потребность, тыс. т
ККЦ	376,516	421,278
ЭСПЦ	70,773	83,050

Таким образом, в каждом из сталеплавильных цехов наблюдался дефицит извести.

Для определения возможности использования сырого известняка при выплавке стали в ДСП были проведены опытные плавки с фиксацией основных технологических параметров и отбором проб металла и шлаков. Выплавку стали осуществляли по трем вариантам технологии:

- 100 % извести;
- 88 % извести и 12 % сырого известняка;
- 80 % извести и 20 % сырого известняка.

В процессе выплавки при использовании известняка в количестве более 1,0 т отмечались случаи, когда известняк не успевал растворяться в шлаке, при этом часть его удалялась через рабочее окно в процессе скачивания.

Анализ результатов показывает, что на плавках с использованием сырого известняка в количестве 0,8 – 1 т средняя температура металла на выпуске из ДСП в среднем ниже на 10 °С; при этом время плавки под током увеличивается в среднем на 1,5 мин; удельные расходы электроэнергии и природного газа также возрастают. На плавках с использованием известняка в количестве около 1,8 т показатели ухудшаются еще заметнее.

Таким образом, при дефиците свежееобожженной извести применение сырого известняка в электроплавке возможно, но при этом следует ожидать снижения технико-экономических показателей работы ДСП. При расходе известняка 0,8 – 1 т/плавку ухудшение технико-экономических показателей незначительно.

По результатам проведенной в 2017 г. работы среднее содержание серы в металле перед выпуском из ДСП составило 0,036 %, что на 0,008 % меньше чем в 2016 г.

- 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.

					<i>22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		85

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 неосторожном обслуживании агрегата внепечной обработки. Они же являются источником теплового излучения.

					<i>22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		<i>86</i>

Для защиты рабочего персонала от теплового излучения источники излучения закрываются защитными экранами. С целью уменьшения времени пребывания персонала в зоне повышенных температур используются способы дистанционного и автоматического управления процессами.

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

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

К средствам индивидуальной защиты относятся:

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

6.3 Анализ вредных производственных факторов

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;
- производственный шум и вибрация;

Источниками запыленности являются: взаимодействие струи несущего перемешивающего газа с жидким металлом (выносы и выбросы мельчайших

									Лист
									87
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР				

капель окислов железа); химическое взаимодействие металла с вводимыми материалами, результатом, которого является пылегазовыделение; механическое разрушение хрупких технологических материалов при транспортировке и подаче в агрегат.[30]

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 вентилирующих устройств, погрузочно-разгрузочные работы. Вибрацию вызывает работа некоторых видов механического оборудования.

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

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

										Лист
										88
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР					

Продолжительность еженедельного непрерывного отдыха не может быть менее 42 ч.

Работникам предоставляются ежегодные отпуска с сохранением места работы (должности) и среднего заработка.

Ежегодный основной оплачиваемый отпуск предоставляется работникам продолжительностью 28 календарных дней.

									Лист
									90
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат	22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР				

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В работе приведён химический состав и рассмотрены особенности стали 60Г. Приведены описание и характеристики оборудования и проведён анализ технологии выплавки стали. Произведён расчёт материального и энергетического баланса плавки, невязка суммарного материального баланса составила 0,11 %.

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

- 1) применение высокотемпературного источника энергии;
- 2) исключение смешивания технологических газов с продуктами сгорания топлива, что позволяет работать в вакууме или защитной атмосфере при резком уменьшении выброса газов в атмосферу;
- 3) резкое сокращение в электроплавке расхода ферросплавов (из-за уменьшения угара хрома, марганца и особенно ванадия и кремния);
- 4) облегчение управлением выделения тепла, что позволяет значительно сократить тепловые потери и повысить термический к. п. д. печей;
- 5) улучшение условий труда обслуживающего персонала;
- 6) 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).

									Лист
									91
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР				

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. – Металлург, 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 слэбовых заготовок. – М. Металлургия, 2011. – 272 с.
- 18 Баптизманский В. И., Исаев Е. И. и др. Разливка стали. – Донецк: "Выща школа", 2017. – 200 с.
- 19 Сладкоштеев 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.

					<i>22.03.02.2020.019 ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		92

