

Министерство образования и науки Российской Федерации  
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Южно-Уральский государственный университет (НИУ)»  
Институт открытого и дистанционного образования  
Кафедра «Техника, технология и строительство»

Производство и особенности внепечной обработки  
высококачественной стали 30ХГСА

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА  
К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ

ЮУрГУ - 22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР

Нормоконтролер,  
преподаватель  
\_\_\_\_\_ О.С.Микерина  
«\_\_» \_\_\_\_\_ 2020 г.

Руководитель работы  
к.т.н., доцент  
\_\_\_\_\_ С.А. Меденков  
«\_\_» \_\_\_\_\_ 2020 г.

Автор работы  
\_\_\_\_\_ И.С. Чванов  
«\_\_» \_\_\_\_\_ 2020 г.

Работа защищена с оценкой  
\_\_\_\_\_  
«\_\_» \_\_\_\_\_ 2020 г.

Челябинск – 2020

## АННОТАЦИЯ

Чванов И. С. Производство и особенности внепечной обработки высококачественной стали 30ХГСА – Челябинск: ЮУрГУ; 2020, 94 с. 5 ил., библиогр. список 30 наим, 6 листов чертежей ф. А1

Целью работы является выбор описание технологических особенностей производства хромосодержащих сталей. В частности, описана сталь марки 30ХГСА.

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 рассмотрены отклонения размеров и формы поперечного сечения, причины возникновения и способы его предупреждения.

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

|                  |                 |                 |                |             |   |             |             |               |
|------------------|-----------------|-----------------|----------------|-------------|---|-------------|-------------|---------------|
|                  |                 |                 |                |             | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i>  |             |             |               |
| <i>Изм.</i>      | <i>Лист</i>     | <i>№ докум.</i> | <i>Подпись</i> | <i>Дата</i> |   |             |             |               |
| <i>Разраб.</i>   | <i>Чванов</i>   |                 |                |             | <i>Производства и особенности<br/>внепечной обработки<br/>высококачественной стали<br/>30ХГСА</i> | <i>Лит.</i> | <i>Лист</i> | <i>Листов</i> |
| <i>Провер.</i>   | <i>Меденков</i> |                 |                |             |   |             | 4           | 94            |
| <i>Н. Контр.</i> | <i>Микерина</i> |                 |                |             |   |             |             |               |

## ОГЛАВЛЕНИЕ

|  |    |
|--|----|
| ВВЕДЕНИЕ.....  | 6  |
| 1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....                                       | 7  |
| 1.1 Описание стали.....  | 7  |
| 1.2 Назначение выплавляемой стали.....                             | 8  |
| 1.3 Технологическая схема производства стали.....                  | 9  |
| 1.4 Выбор оборудования для выплавки.....                           | 9  |
| 1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки.....              | 29 |
| 1.6 Контроль качества продукции.....                               | 30 |
| 2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ.....   | 32 |
| 2.1 Материальный баланс плавки.....                                | 32 |
| 2.2 Тепловой баланс плавки.....                                    | 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 Отклонения размеров и формы поперечного сечения.....           | 75 |
| 4. ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ.....            | 78 |
| 5. ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА.....            | 80 |
| 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 Производственные травмы на металлургическом предприятии.....   | 88 |
| ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....  | 92 |
| БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....                                      | 93 |

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | 5    |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР |  |  |  |      |



# 1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

## 1.1 Описание стали

Сталь 30ХГСА относится к группе легированных сталей. Состав ее регламентируется ГОСТ 4543-2016, согласно которому каждая буква и цифра обозначает определенное содержание определенных химических элементов и указана в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав стали 30ХГСА, ГОСТ 4543-2016 (в %)

| Химический элемент | C            | Si         | Mn         | S       | P       | Cr         | Ni    | Cu    |
|--------------------|--------------|------------|------------|---------|---------|------------|-------|-------|
| Содержание, %      | 0,28<br>0,34 | 0,9<br>1,2 | 0,8<br>1,1 | ≤ 0,025 | ≤ 0,025 | 0,8<br>1,1 | ≤ 0,3 | ≤ 0,3 |

Цифра 30 означает содержание углерода 0,28 – 0,34%. Углерод повышает твердость и прочность в сталях, но снижает пластичность и свариваемость. Х – хром (0,8 – 1,1%) повышает закаливаемость, коррозионную стойкость и жаропрочность сплава. Положительно влияет на сопротивление абразивному износу. Г – марганец (0,8 – 1,1%) удаляет вредные примеси кислорода и серы. Снижает риск образования окалины и трещин во время термообработки. Повышает качество поверхности. Помимо этого, способствует увеличению сталию пластичности и свариваемости. С – кремний также как марганец является сильным раскислителем. Повышает пластичность, не снижая при этом прочность. Увеличивает восприимчивость стали к термической обработке. Буква «А» расшифровывается как улучшенная. Это означает, что сталь прошла закалку с высоким отпуском. Особенности проведения заковки заключаются в нагреве стали до температуры 870 °С и в последующем быстром охлаждении в масле или воде. Таким образом, происходит трансформация внутренней структуры, что способствует повышению механических характеристик 30ХГСА в 2,9 раза. Закалочные напряжения снимаются высоким отпуском: нагревом до 540 – 560 °С. Помимо снятия напряжения, параллельно происходит увеличение упругих свойств. Сера (до 0,025%) и фосфор (до 0,025%) относятся к категории вредных примесей. Размеры их молекул слишком большие по сравнению со всеми вышеперечисленными элементами. Встраиваясь в кристаллическую сетку стали, сера и фосфор снижают ее устойчивость, тем самым снижая прочность сплава. Также в составе 30ХГСА имеется некоторый процент меди и никеля. Но их содержание настолько мало, что они не оказывают влияния на характеристики стали.

Плотность 7850 кг\м<sup>3</sup>. Температура солидус около 1500 °С. Теплопроводность находится в пределах 30 – 38 Вт\м\К в зависимости от значения температуры. Коэффициент линейного расширения в среднем составляет 12,2 1\град. Электросопротивление 210 мкОм\мм.

|      |      |           |         |      |                                    |      |
|------|------|-----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |           |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум.№ | Подпись | Дата |                                    | 7    |

Марка 30ХГСА от обычных конструкционных сталей отличается повышенным значением прочности и устойчивости к ударным нагрузкам. Предел текучести равен 820 МПа. Полное разрушение стали происходит при нагрузке 980 МПа. Ударная вязкость составляет 127 КДж\м<sup>2</sup>. Обладает высокими пластичными свойствами: относительное удлинение 11%, а сужение 50%. Устойчива при работе в условиях переменных нагрузок. Предел выносливости 30ХГСА больше стали 45 ровно в 2 раза и имеет значение 490 МПа. Износоустойчива. Твердость находится в пределах 45 – 50 единиц по шкале Роквелла. Сталь сохраняет свои механические характеристики при температуре вплоть до 400 °С.

Маркировка 30ХГСА не относится к категории коррозионностойких материалов. Под влиянием водной среды на поверхности сплава начинает проступать ржавчина. Коррозионностойкость повышают путем использования специальных гальванических покрытий на основе хрома и цинка. Нанесение их осуществляется методом электролиза.

Высокая пластичность стали позволяет применять для ее обработки штамповку и ковку. Упругие свойства стали также способствуют резанию: фрезерование, зенкерование и прочее. Для увеличения производительности данного процесса сталь предварительно отжигают. 30ХГСА относится ко 2-ой группе свариваемости. Особенности проведения сварки заключаются в необходимости прогрева стали до 250 °С, что позволяет снизить вероятность образования трещин. При соблюдении данных условий сварные швы способны выдерживать нагрузку от 300 до 490 МПа в зависимости от типа нагрузки.

## 1.2 Назначение выплавляемой стали

Изначально, сталь марки 30ХГСА разрабатывалась советскими учеными как материал для авиационной промышленности. Элементы управления, педали и другие механизмы самолетов середины 20 века полностью изготавливали из данного сплава. Но наука не стояла на месте. Спустя некоторое время благодаря характеристикам сталь 30ХГСА нашла применение и стала доступной для остальных сфер промышленности. И сразу же началось массовое использование стали машино- и станкостроением.

Благодаря всем вышеперечисленным характеристикам 30ХГСА имеет огромное практическое применение для разных отраслей промышленности: В строительстве из 30ХГСА делают крепеж, на который воздействует знакопеременный изгиб. Сюда относят анкерные болты, гайки, шпильки и прочее. До сих пор в авиастроении применяют как материал для изготовления расходных деталей самолетов: фланцы, валы и прочее. В машиностроении 30ХГСА нашла применение при производстве высокоответственных изделий, работающих в условиях переменных нагрузок: зубчатые передачи, шпиндели, валы, толкатели и т.д.

Для дальнейшего использования в производстве организована поставка следующего вида заготовки:

|      |      |           |         |      |                                    |      |
|------|------|-----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |           |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум.№ | Подпись | Дата |                                    | 8    |

- лист (ГОСТ 4543-2016). Листовой металл широко распространен при холодной или горячей штамповке;
- поковки (ГОСТ 8479-70) используют в качестве основы при создании разных изделий;
- трубы (ГОСТ 8733-74) распространены при создании систем отопления или транспортировки различных жидкостей;
- металлопрокат (ГОСТ 4543-2016) применяется в машиностроительной области в качестве заготовки различных деталей.

### 1.3 Технологическая схема производства стали

Большинство различных марок стали и сталь марки 30ХГСА производятся по следующей технологической схеме рисунок 1

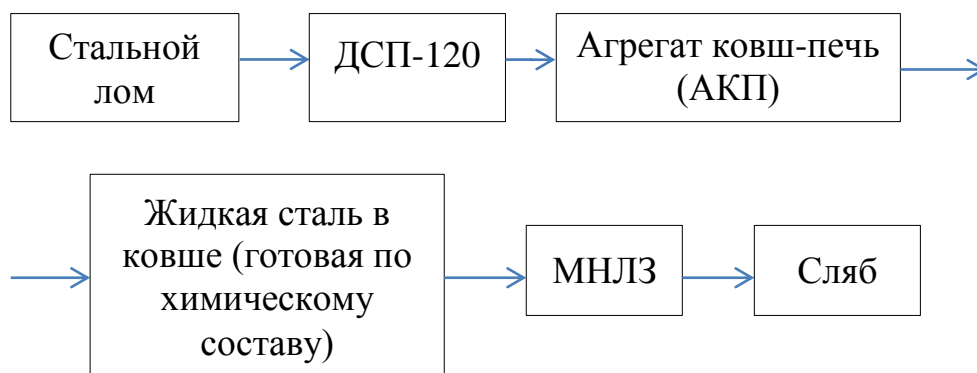


Рисунок 1 – Технологическая схема

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 30ХГСА и, как следствие, снижению полученной прибыли.

### 1.4 Выбор оборудования для выплавки

#### *Дуговая сталеплавильная печь*

Общая схема ДСП показан на рисунке 2. Она оснащается следующими основными элементами:

- корпус;
- футеровка;
- свод;
- водоохлаждаемые элементы и система охлаждения;
- механизм открывания донного выпускного отверстия;
- вторичный токоподвод, стойки электрододержателей с механизмом перемещения, шахта с системой направляющих роликов, портал с системой подъема и поворота свода, люлька и механизм наклона.

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 9    |

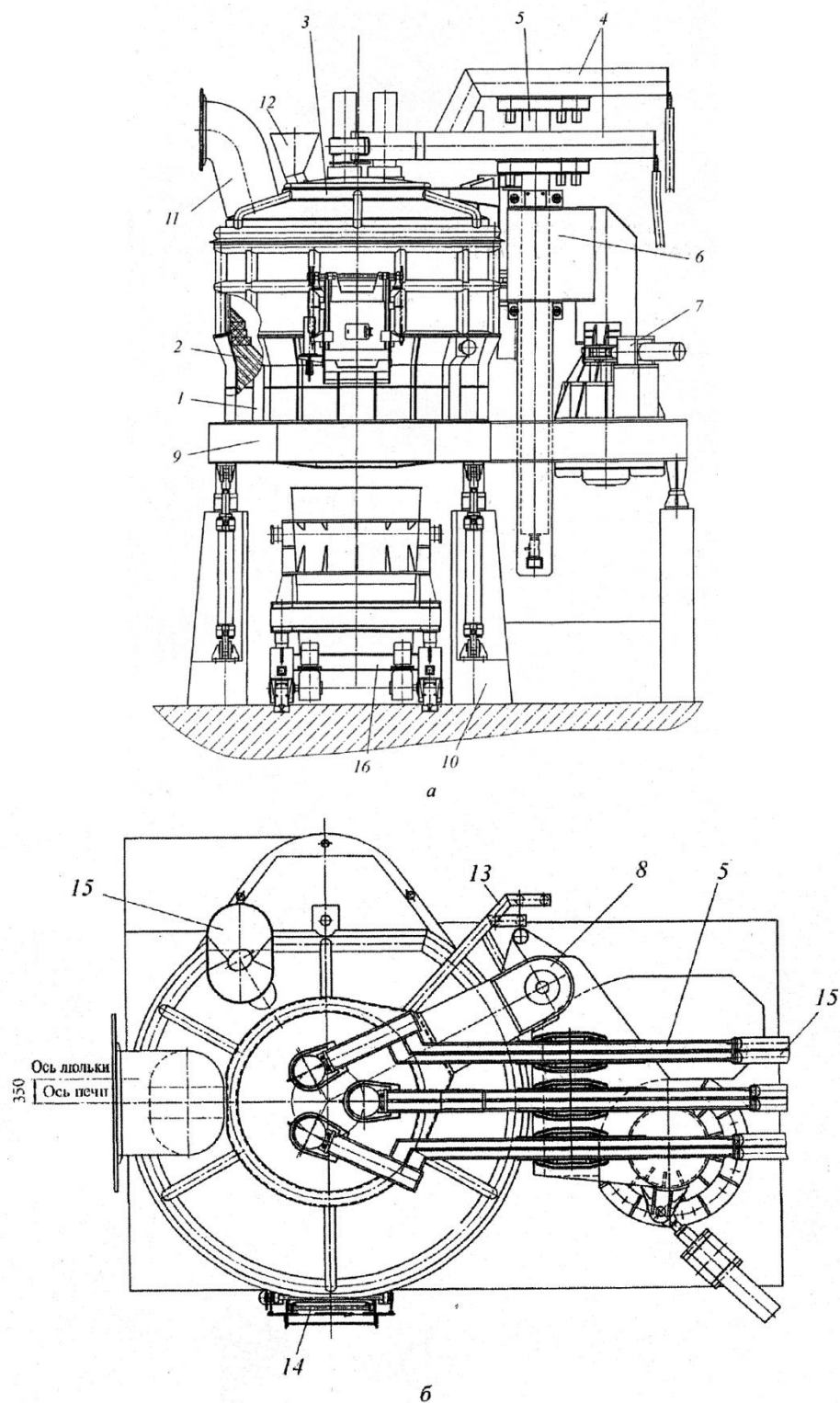


Рисунок 2 – Общая схема ДСП

*a* – вид на рабочее окно; *б* – вид сверху; 1 – корпус; 2 – футеровка; 3 – свод; 4 – электрододержатели; 5 – стойки электрододержателей; 6 – шахта с системой направляющих роликов и механизмом подъема свода; 7 – механизм поворота свода; 8 – элементы порталной конструкции; 9 – люлька с механизмом наклона печи; 10 – фундамент; 11 – патрубок газоотсоса сводовый; 12 – загрузочная воронка; 13 – система охлаждения печи; 14 – рабочее окно; 15 – вторичный токоподвод; 16 – сталеvoz

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

22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР

Лист

10





зависимости от конструкции печи в кладке также могут быть отверстия для отсоса газов (четвертое отверстие), загрузочной воронки и сводовой фурмы. Кладка свода выполняется из хромомagneзитовых, магнезитохрсмитовых, периклазохромитовых или высокоглиноземистых огнеупоров. Толщина кладки свода на электропечах емкостью 5...200 т составляет 230...460 мм. Кладку свода выполняют на шаблоне чаще всего по секторно-арочной или кольцевой схеме. Показателем строительной прочности свода является отношение хорды к стреле прогиба, которую обычно выбирают в пределах 6,5...8.

Первые полностью водоохлаждаемые своды кесонного типа, появившиеся в конце 1960-х годов, не получили широкого распространения. Главным недостатком таких сводов считаются наводки токов и микродуги, возникающие в металлоконструкции центральной части.[3]

Позже появилась идея многосекторного свода со съемной центральной частью. Эта конструкция свода заложена в основу современных водоохлаждаемых сводов. Каркас периферийной водоохлаждаемой части свода состоит из основного кольца, изготовленного обычно из двух связанных между собой труб, центрального опорного кольца и соединяющих их пилонов. В секторах периферийной части свода устанавливаются водоохлаждаемые панели, которые снизу закрывают пилоны и опорное кольцо. На опорном кольце размещается центральная часть свода, состоящая из огнеупорных кирпичей, набранных в собственном кольце. На современных ДСП центральная часть свода чаще выполняется наливной из высокоглиноземистого бетона. По форме центральная часть свода выполняется круглой или дельтовидной.

Замена футеровки ДСП *водоохлаждаемыми элементами* – безусловно один из революционных моментов в развитии конструкции дуговых печей. Для успешного использования различных частей с водяным охлаждением и получением экономического эффекта, который определяется как затраты на внедрение этих частей, увеличением расхода воды и изменением потерь тепла в большую сторону, с одной стороны, и уменьшением расхода огнеупорных материалов и материальных потерь на горячие ремонты, увеличением производительности печи из-за повышения вводимой мощности, с другой стороны. Снижение потерь тепла достижимо только при уменьшении жидкого периода плавки, благодаря использованию внепечной обработке расплава. [4]

При разработке конструкции водоохлаждаемых элементов важное значение имеет оценка тепловых потоков на стены и свод. С учетом этих потоков для охлаждения стеновых панелей принимается расход воды 8... 12 м<sup>3</sup>/(ч·м<sup>2</sup>), а для сводовых панелей – 10...14 м<sup>3</sup>/(ч·м<sup>2</sup>), рабочее давление воды 0,6 МПа, температура воды на входе в водоохлаждаемые элементы не более 30 °С. Эффективный отвод тепла от стен панелей к воде обеспечивается при скорости воды в охлаждаемых элементах 1,2...2 м/с. Для изготовления стеновых и сводовых панелей используются трубы из низкоуглеродистых сталей диаметром 73...89 мм.

Для стеновых панелей используются трубы с толщиной стенки 10... 14 мм, для сводовых – с толщиной стенки 8...12 мм. По торцам панелей параллельные трубы соединяются переходами. Зазоры между соседними трубами выполняют равными

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 12   |

5...20 мм, при этом предпочтительно в стеновых панелях трубы располагать горизонтально (тыльную часть панелей обрамляют листом толщиной 6...8 мм). На лицевой поверхности панелей для удержания гарнисажа к трубам приваривают шипы в виде прутков, обрезков уголков или половины труб. На сверхмощных ДСП, работающих с максимальной интенсификацией, нижнюю часть стеновых панелей делают из медных труб.

Вода для охлаждения панелей стен, свода и патрубка газоотсоса подается (и отводится) на печь резиноканевыми рукавами. На электропечах емкостью 100...130 т вода для охлаждения стеновых (и сводовых) панелей подается двумя рукавами диаметром 150...200 мм, отводится вода такими же рукавами. На сводовый патрубок газоотсоса вода подается (и отводится) одним рукавом диаметром 100... 120 мм. На коллекторе подвода воды к печи производится измерение давления и температуры воды. Расход воды измеряется отдельно на стеновые панели, свод и патрубок газоотсоса. Вода этими рукавами подводится к коллекторам для раздачи на панели стен и свода, а также на элементы охлаждения сводового патрубка. Вода после охлаждения элементов дуговой печи также сливается в соответствующие коллекторы, т.е. используется так называемый закрытый слив. На сливе из каждого элемента устанавливается реле протока и термопара. Температура воды на сливе не должна превышать 50 °С. При превышении этой температуры воды из любого элемента система АСУТП должна сигнализировать обслуживающему персоналу о необходимости срочных действий[5].

Дуговые печи с донным выпуском оснащаются *механизмом открывания (закрывания) отверстия для выпуска металла*. В наиболее распространенной конструкции пластина из листа круглой формы, приводимая в движение через систему рычагов гидроцилиндром, перекрывает канал нижней концевой втулки выпускного отверстия. Гидроцилиндр обычно располагается вне зоны интенсивного излучения на боковой поверхности эркерной части печи. Между пластиной и нижней втулкой оставляют зазор 5...20 мм, который уплотняется шнуровым асбестом. После этого отверстие донного (эркерного) выпуска заполняется дунитовым порошком.

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 эркерном выпуске электропечь наклоняется в сторону выпуска и струя металла поступает в ковш. После наполнения ковша до необходимого уровня (сигнал обычно поступает от системы взвешивания на сталевозе) 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

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 13   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |



триангулированный вторичный токоподвод, разработанный и впервые внедренный фирмой «Лектромелт». В этой конструкции вторичного токоподвода на всех участках от выводов шин трансформатора до головок электрододержателя в поперечном сечении токопроводы всех трех фаз располагаются по вершинам равностороннего треугольника. Такая схема обеспечивает минимальное индуктивное сопротивление вторичного токоподвода и минимальное колебание величин мощности по фазам (в пределах 5...7%).

*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 печах малой емкости опорные ролики устанавливаются по углам стоек и имеют опорные поверхности в двух перпендикулярных плоскостях. На электропечах средней и большой емкости 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 наличии сводовой фурмы ее стойка также устанавливается на портале. Прежде на электропечах малой емкости портал состоял из двух П-образных металлоконструкций и свод подвешивался к portalу на цепях в трех или четырех точках. Впоследствии портал выполняли из двух Г-образных металлоконструкций. До середины 1960-х годов портал размещался на люльке и свод поднимался с помощью электромеханического привода относительно портала. В дальнейшем портал стали располагать на отдельной опоре и свод крепился к portalу жестко. При подъеме портала (гидроплунжером) поднимался и свод, затем следовал его отворот.

На современных большегрузных печах подъем свода производится с помощью консолей, связанных с центральной частью свода и главным сводовым кольцом. На печах малой емкости и средней (до 40 т), а также на агрегатах ковш-печь свод крепится в трех точках к траверсе, которая поднимается плунжером.

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

22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР

Лист

15



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.

Длительное время кислород в ванну подавался с помощью стальной трубки через рабочее окно и сводовой фурмы. В последнее время широкие распространение получило вдувание кислорода с помощью фурмы, установленной в стеновой водоохлаждаемой панели. При использовании для нагрева лома природного газа кислород обычно подается через комбинированную фурму-горелку. Часовой расход кислорода для продувки ванны на современных ДСП колеблется от 0,6 до 1,5 м<sup>3</sup>/(т·мин). Удельный расход кислорода (суммарный) на интенсивно работающих печах доходит до 45 м<sup>3</sup>/т.

В условиях России самым экономичным способом интенсификации электроплавки является нагрев лома факелом газокислородных горелок.

Наиболее распространены в настоящее время оконные газокислородные горелки, установленные на манипуляторе. Мощность таких горелок колеблется от 3 до 12 МВт. Оконные горелки обеспечивают ускорение плавки, снижение расхода электроэнергии и, что немаловажно, позволяют быстро расчистить район рабочего окна от лома и обеспечить раннее взятие пробы и измерение температуры[9].

Основная часть альтернативной энергии на современных ДСП вводится в рабочее пространство печи с помощью стеновых газокислородных горелок. На печах емкостью 25...180 т устанавливаются от 2 до 8 горелок мощностью от 2,5 до 4 МВт. Наибольший эффект от работы горелок достигается при нагреве лома до 1000 °С. С появлением жидкой фазы работа горелок прекращается и система подачи энергоносителей обеспечивает автоматически переход на «дежурный» режим.

Вдувание порошка кокса или другого углеродсодержащего материала производится с помощью стальной трубки или специальной фурмы через рабочее окно или через устроенный в стене печи модуль. Нагнетатель для подачи порошка обычно обеспечивает производительность от 40 до 120 кг/мин. Удельный расход порошка кокса колеблется от 4 до 12 кг/т. На тех электропечах, где используется чугуны, плавку ведут обычно без вдувания кокса[10].

Исходя из выше перечисленного, ниже приводятся общие характеристики выбранного агрегата в таблице 2.

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 17   |

Таблица 2 – Характеристики дуговой электросталеплавильной печи (ДСП-120)

| Тип печи                       | переменного тока                 |
|--------------------------------|----------------------------------|
| Система загрузки скрапа        | бадьевая                         |
| Тип выпуска жидкого металла    | эркерный                         |
| Сталь на выпуске               | 118 т                            |
| Зеркало расплавленного металла | 45 т                             |
| Диаметр кожуха                 | 6700 мм                          |
| Внутренний диаметр панелей     | 6800 мм                          |
| Тип панелей                    | стальные и медные (нижние) трубы |
| Угол выпуска                   | 20°                              |
| Угол спуска шлака              | – 15°                            |
| Объем печи                     | 147 м <sup>3</sup>               |
| Тип электродных консолей       | проводные                        |
| Диаметр распада электродов     | 1200 мм                          |
| Диаметр электрода              | 610 мм                           |
| Длина электрода                | 2600 мм                          |
| Емкость корзины для лома       | 80 м <sup>3</sup>                |

*Агрегат ковш-печь*

*Состав оборудования*

Обычно агрегат ковш-печь включает в себя следующие элементы:

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



- устройство для введения в расплав датчиков для контроля параметров;
- систему автоматизации и пульт управления;
- систему газоудаления.

На рисунке 3 показан агрегат ковш-печь

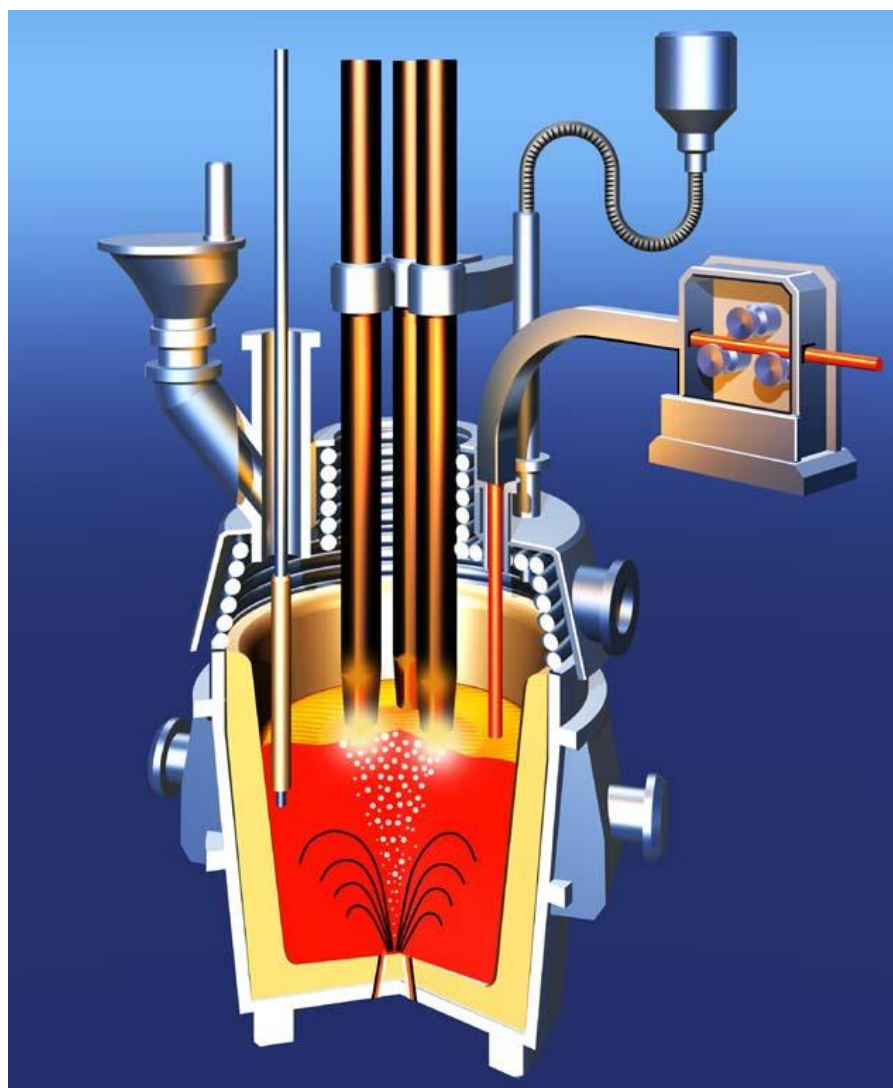


Рисунок 3 – Агрегат ковш-печь

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.

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.

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

22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР

Лист

19

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 повышения стойкости футеровки крышки к ее внутренней поверхности подвешивается футерованный защитный экран.

Наиболее изнашиваемым участком футеровки сталеплавильного ковша, входящего в состав агрегата «ковш-печь», является шлаковый пояс. С целью повышения его стойкости рабочий слой футеровки выполняют из магнезитохромитового или магнезитографитового кирпича, а толщину увеличивают до 250 мм. Футеровку остальной части ковша выполняют глиноземистой, доломитовой или магнезитовой.

#### *Опыт эксплуатации агрегатов ковш-печь*

|             |             |                 |                |             |  |                                    |             |
|-------------|-------------|-----------------|----------------|-------------|--|------------------------------------|-------------|
|             |             |                 |                |             |  | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | <i>Лист</i> |
| <i>Изм.</i> | <i>Лист</i> | <i>№ докум.</i> | <i>Подпись</i> | <i>Дата</i> |  |                                    | 20          |

Потребление электроэнергии (на тонну стали) агрегатами «ковш- печь» в среднем составляет 20...55 кВт·ч/т, расход огнеупоров 3,7 кг/т, расход электродов 0,2...0,3 кг/т. Применение агрегата ковш-печь фирмой Korf Engineering GmbH (ФРГ) позволило сократить продолжительность выплавки стали в дуговой электропечи на 25 %, снизить расход электроэнергии на 35 кВт·ч/т и огнеупоров на 30 %, увеличить выход годного на 10 %. На заводе Badische Stahlwerke AG (ФРГ) с пуском в эксплуатацию агрегата «ковш-печь» стало возможным снизить температуру стали на выпуске примерно на 50 °С, что привело к снижению расхода электроэнергии на 25 кВт·ч/т и электродов с на 0,25 кг/т.

Одно из важных преимуществ обработки стали на агрегате ковш-печь – глубокая десульфурация. При оптимизации технологических параметров за время нормального цикла обработки в течение 40...50 мин возможно получение стали практически с любым регламентированным содержанием серы, включая особо низкосернистые стали (не более 0,001...0,003 % S).

Применение агрегатов ковш-печь существенно улучшает показатели плавильных агрегатов, МНЛЗ и сталеплавильного цеха в целом. Исключение перегрева выплавляемой стали обуславливает снижение расхода электроэнергии, электродов и огнеупоров в дуговой печи. Нагрев стали в агрегате ковш-печь осуществляется в более благоприятных условиях, так как площадь ванны в этом случае значительно меньше.

Также имеется вспомогательное оборудования проведения дополнительных технологических операций. Алюминиевая и порошковая проволока вводятся в расплав с помощью специальных машин – трайб-аппаратов, обеспечивающих размотку проволоки с бунта (или катушки) и ее дозирование по длине. В большинстве случаев они имеют два ручья: для ввода алюминиевой катанки и проволоки, наполненной порошкообразным реагентом, чаще всего силикокальцием. Используются также трех- и четырехручьевые устройства. Проволока поставляется в бунтах или на катушках. Бунты применяют в тех случаях, когда требуется ввод часто повторяющихся значительных количеств одного и того же порошка. Применение катушек может быть рекомендовано при незначительных количествах вводимых добавок. Соединением концов проволоки при помощи сварки обеспечивают непрерывность технологического процесса.

Для лучшего усвоения материала проволоку необходимо подавать как можно глубже в расплав. Интенсивное перемешивание жидкой стали (при интенсивности подачи таза не менее 100 л/мин) ускоряет расплавление проволоки и уменьшает время усреднения состава плавки, которое при вдувании таза через центрально расположенную пробку составляет менее 1 мин для ковшей малой вместимости и 1...2 мин для больших ковшей. Скорость ввода проволоки может колебаться в пределах 30...360 м/мин в зависимости от марки обрабатываемой стали, массы плавки и вводимого порошка.

Результаты применения кальцийсодержащей проволоки во многом зависят от первоначального содержания серы и степени окисленности металла в момент введения кальция. В зависимости от марки стали и металлургических условий расход силикокальция составляет 0,2...1,2 кг/т.

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 21   |

Для успешной обработки стали необходимо выполнение следующих условий:

- 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 3.

Таблица 3 – 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 <sup>+38</sup> <sub>-19</sub>   |
| Диаметр графитированных электродов, мм                           | 400           | 400 <sup>+2,5</sup> <sub>-1,5</sub> |
| Диаметр распада электродов, мм                                   | 700           | 700±5                               |
| Ход электрода, мм  | 2500          | 2500 <sub>-20</sub>                 |
| Скорость перемещения трех электродов одновременно вверх, мм/с    | 80            | –                                   |
| Скорость нагрева металла, °С/мин                                 | 4 – 5         | –                                   |
| Расход охлаждающей воды, м <sup>3</sup> /ч                       |               |                                     |
| – на свод  | 170           | –                                   |
| – на вторичный токопровод  | 70            | –                                   |
| Расход аргона на продувку металла, м <sup>3</sup> /ч             | 7 – 30        | 30                                  |
| Расход азота на газодинамические уплотнители, нм <sup>3</sup> /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 |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 23   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.980.00 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. При подъёме стопора металл через разливочный стакан поступает в удлиненные

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | 24   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР |  |  |  |      |

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, наружное давление поддерживающих устройств и растягивающие усилия от вытягивания заготовки из кристаллизатора[20].

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | 25   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР |  |  |  |      |

Кристаллизатор должен обеспечивать формирование требуемой конфигурации поперечного сечения отливаемой заготовки.

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

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

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

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

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

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

Несмотря на использование шлакообразующих смесей в кристаллизаторе, служащей смазкой между рабочими стенками и заготовкой, иногда происходит прилипание жидкой стали к медной поверхности стенок. Это может привести к подвисанию затвердевшей корочки заготовки и образованию поперечных трещин. Одной из причин образования мелких паукообразных трещин на поверхности

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 26   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |



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;
- оптимальные условия охлаждения при различной скорости вытягивания заготовки для стали разного сортамента;

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 27   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |

– минимальные потери времени на переналадку для изменения сечения отливаемой заготовки и быструю замену узлов при возникновении аварийных ситуаций.

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

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

Исходя из выше перечисленного, ниже приводятся общие характеристики выбранного агрегата в таблице 4.

Таблица 4 – 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<br>0,6 – 1,00 м/мин – для сляба толщиной 250 мм |
| Емкость сталеразливочного ковша, т     | 120   |
| Вес плавки, т                          | 118   |
| Цикл разливки, мин                     | 55 – 65   |
| Емкость промежуточного ковша, т        | 26 – 31   |
| Кристаллизатор                         | прямой с изменением ширины и толщины  |
| Механизм качания                       | гидравлический с сервоклапанами   |
| Тип машины                             | радиальная с вертикальным участком  |
| Резка заготовки                        | автоматическим агрегатом с газовым резаком  |

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

22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР

Лист

28

## 1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

К легирующим и раскислителям относится большая группа шихтовых материалов, применяемых для легирования и раскисления металлического расплава в процессе производства стали. Такие материалы используются металлургами либо в чистом виде, либо в виде ферросплавов. Однозначного ответа на вопрос, что лучше: использовать легирующие и раскислители в чистом виде или в виде ферросплавов – дать нельзя. Каждый из вариантов имеет определенные достоинства и недостатки. Легирующие и раскислители, используемые в чистом виде, имеют меньшую массу, чем соответствующие ферросплавы, поэтому затраты энергии на их плавление меньше; большинство из них быстрее плавятся и усваиваются жидким металлом; количество их можно

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 29   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |

точнее дозировать; они содержат меньше вредных примесей. Но, с другой стороны, чистые материалы всегда дороже, чем такое же количество материалов в ферросплавах; усвоение легирующих из них всегда ниже, чем из ферросплавов; очень часто чистые материалы трудно вводить в расплав (например, кальций); некоторые чистые материалы очень медленно усваиваются металлическим расплавом (вольфрам, молибден). Поэтому преимущественно при производстве стали предпочитают использовать для легирования и раскисления металла соответствующие ферросплавы. Легирующие в чистом виде используют при производстве сплавов на никелевой основе (железо в составе сплава не допускается), при производстве сталей и сплавов с высоким содержанием никеля, для легирования медью, для раскисления алюминием и в некоторых других случаях.

Общие требования к ферросплавам заключаются в следующем.

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

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

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

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

## 1.6 Контроль качества продукции

*Контроль химического состава и температуры металла в ДСП.*

Отбор проб металла производят пробоотборниками марок SAE 1200/900, SAE 1200/900 Р6 или ПМ-39, ПН-10-900. Замер температуры металла выполняют разовыми термомпарами марок ТС 360312, СЕ 36011290 или ПТПР-91-900. Первый замер температуры производят после полного расплавления металлошихты. Последний замер температуры производят не ранее чем за 3 мин до выпуска. Промежуточный контроль температуры металла рекомендуется проводить через 10 – 15 мин работы под током (в зависимости степени 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;

|      |      |          |         |      |  |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|--|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      |  | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |  |                                    | 30   |

- 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 плавов);
- 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 (м<sup>3</sup>);
- 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.

Вывод раздела один

В данном разделе подробно изучили технологический процесс производства

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
|      |      |          |         |      |                                    | 31   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    |      |

## 2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

### 2.1 Материальный баланс плавки

Рассмотрим технологию выплавки стали марки 30ХГСА 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 3Б, согласно ГОСТ 4543-2016.

Таблица 5 – Химический состав стали марки 30ХГСА по ГОСТ 4543-2016, %

| C    | Si   | Mn   | Cr   | S        | P        | Ni       | Cu       |
|------|------|------|------|----------|----------|----------|----------|
| 0,28 | 0,90 | 0,80 | 0,80 | не более | не более | не более | не более |
| 0,34 | 1,20 | 1,10 | 1,10 | 0,025    | 0,025    | 0,30     | 0,30     |

Примерный химический состав полупродукта представлен в таблице 6.

Таблица 6 – Примерный химический состав полупродукта в ковше, %

| C     | Si | Mn    | Cr    | S     | P     | Ni    | Cu    |
|-------|----|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| 0,150 | –  | 0,100 | 0,100 | 0,070 | 0,005 | 0,200 | 0,200 |

Химический состав шихтовых материалов представлен в таблице 7.

Таблица 7 – Химический состав шихтовых материалов, %

| Материал | Содержание элементов в шихте |       |       |       |       |       |       |       |        |
|----------|------------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|--------|
|          | C                            | Si    | Mn    | P     | S     | Cr    | Ni    | Cu    | Fe     |
| 3А       | 0,120                        | 0,200 | 0,300 | 0,020 | 0,030 | 0,150 | 0,180 | 0,170 | 98,830 |
| 3Б       | 2,400                        | 0,500 | 0,400 | 0,070 | 0,030 | 0,000 | 0,000 | 0,100 | 96,500 |

Расчет производим на 150 000 кг шихты. Содержание компонентов в шихте (шихтовка плавки) представлено в таблице 8. Химический состав шлакообразующих материалов, используемых в процессе выплавки представлен в таблице 9.

Таблица 8 – Содержание компонентов в шихте, кг

| Материал                    | Масса   | Содержание элементов |         |         |        |        |
|-----------------------------|---------|----------------------|---------|---------|--------|--------|
|                             |         | C                    | Si      | Mn      | P      | S      |
| 3А                          | 95 000  | 114,000              | 190,000 | 285,000 | 19,000 | 28,500 |
| 3Б                          | 30 000  | 720,000              | 150,000 | 120,000 | 21,000 | 9,000  |
| Металл от предыдущей плавки | 25 000  | 12,000               | 3,000   | 10,000  | 1,500  | 15,000 |
| Итого                       | 150 000 | 846,000              | 343,000 | 415,000 | 41,500 | 52,500 |
| Итого, %                    | 100     | 0,564                | 0,229   | 0,277   | 0,028  | 0,035  |

Окончание таблицы 8

| Материал                    | Масса   | Содержание элементов |         |         |            |
|-----------------------------|---------|----------------------|---------|---------|------------|
|                             |         | Cr                   | Ni      | Cu      | Fe         |
| 3А                          | 95 000  | 142,500              | 171,000 | 161,500 | 93888,500  |
| 3Б                          | 30 000  | –                    | –       | 30,000  | 28950,000  |
| Металл от предыдущей плавки | 25 000  | 30,000               | 45,000  | 45,000  | 24838,500  |
| Итого                       | 150 000 | 172,500              | 216,000 | 236,500 | 147677,000 |
| Итого, %                    | 100     | 0,115                | 0,144   | 0,158   | 98,451     |

Таблица 9 – Химический состав шлакообразующих материалов, %

| Материал               | Содержание компонентов |     |                  |                                |                                |                               |     |                 |
|------------------------|------------------------|-----|------------------|--------------------------------|--------------------------------|-------------------------------|-----|-----------------|
|                        | CaO                    | MgO | SiO <sub>2</sub> | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | S   | CO <sub>2</sub> |
| Известь                | 82                     | 4,6 | 10               | 2,3                            | 0,7                            | 0,1                           | 0,1 | 0,2             |
| Магнезиальный материал | 5                      | 85  | 6                | 3                              | 1                              | –                             | –   | –               |

### ПЕРИОД ПЛАВЛЕНИЯ

#### Окисление элементов

Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов (таблица 10), входящих в таблицу 8.

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 11. Элементы Ti, W, Al, Mo, V из-за малого их содержания в шихте в расчетах не учитываем.

Таблица 10 – Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавления, %

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

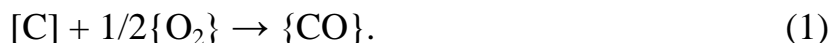
Таблица 11 – Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

| Элемент                           | C       | Si      | Mn      | P      | S      |
|-----------------------------------|---------|---------|---------|--------|--------|
| Исходное содержание               | 846,000 | 343,000 | 415,000 | 41,500 | 52,500 |
| Угар элемента                     | 169,200 | 154,350 | 83,000  | 20,750 | –      |
| Масса элемента в расплаве         | 676,800 | 188,650 | 332,000 | 20,750 | 52,500 |
| Содержание элемента в расплаве, % | 0,485   | 0,135   | 0,238   | 0,015  | 0,038  |

Окончание таблицы 11

| Элемент                           | Cr      | Ni      | Cu      | Fe         | Итого      |
|-----------------------------------|---------|---------|---------|------------|------------|
| Исходное содержание               | 172,500 | 216,000 | 236,500 | 147677,000 | 150 000,00 |
| Угар элемента                     | 34,500  | 3,240   | –       | 10042,036  | 10507,076  |
| Масса элемента в расплаве         | 138,000 | 212,760 | 236,500 | 137634,964 | 139492,924 |
| Содержание элемента в расплаве, % | 0,099   | 0,153   | 0,170   | 98,668     | 100,000    |

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



Расчет количества кислорода необходимого для окисления элементов определяем по формуле

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



где  $m_i$  – масса окисляющегося элемента  $i$ , кг;

$\nu_i, \nu_{O_2}$  – стехиометрический коэффициент элемента  $i$  и кислорода;

$\mu_i$  – молекулярная масса элемента  $i$ ;

$\mu_{O_2}$  – молекулярная масса кислорода.

Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле

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

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

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

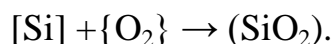
Потребуется кислорода на окисление углерода

$$m_{O_2}(C) = \frac{m_C}{\mu_C} \cdot \frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2} = \frac{169,2}{1 \cdot 12} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 225,600 \text{ кг};$$

образуется {CO}

$$m_{\{CO\}} = \frac{m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{169,2}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 394,800 \text{ кг}.$$

Окисление кремния происходит по реакции



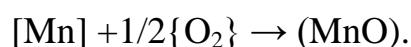
Потребуется кислорода на окисление кремния

$$m_{O_2}(Si) = \frac{154,35}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 32 = 176,400 \text{ кг};$$

образуется (SiO<sub>2</sub>)

$$m_{(SiO_2)} = \frac{154,35}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 330,750 \text{ кг}.$$

Окисление марганца происходит по реакции



Потребуется кислорода на окисление марганца

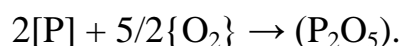
|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 35   |

$$m_{O_2}(Mn) = \frac{83}{1 \cdot 55} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 24,145 \text{ кг};$$

образуется (MnO)

$$m_{(MnO)} = \frac{83}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 107,145 \text{ кг.}$$

Окисление фосфора происходит по реакции



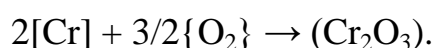
Потребуется кислорода на окисление фосфора

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

образуется (P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>)

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

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 (Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>)

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

При этом переходит в шлак

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

с газами теряется

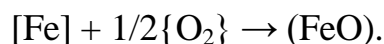
$$50,423 \cdot 0,2 = 10,085 \text{ кг.}$$

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 36   |

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 (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) (причем 3 % (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) переходит в шлак, а остальное в печную атмосферу).

Окисление железа происходит по реакции



Масса железа окислившегося до (FeO)

$$m_{[\text{Fe}]} = \frac{10042,036 \cdot 12}{100} = 1205,044 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода на окисление железа до (FeO)

$$m_{\text{O}_2}(\text{Fe}_1) = \frac{1205,044}{2 \cdot 56} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 172,149 \text{ кг;}$$

образуется (FeO)

$$m_{(\text{FeO})} = \frac{1205,044}{1 \cdot 56} \cdot 1 \cdot 72 = 1549,342 \text{ кг.}$$

Масса железа окислившегося до (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>),

$$m_{[\text{Fe}]} = 10042,036 - 1205,044 = 8836,992 \text{ кг.}$$

Окисление железа происходит по следующей реакции



Потребуется кислорода на окисление железа до (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>)

$$m_{\text{O}_2}(\text{Fe}_2) = \frac{8836,992}{2 \cdot 56} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 3787,282 \text{ кг;}$$

образуется (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>)

$$m_{(\text{Fe}_2\text{O}_3)} = \frac{8836,992}{2 \cdot 56} \cdot 1 \cdot 160 = 12624,274 \text{ кг}$$

Из них в шлак переходит

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 37   |

$$12624,274 \cdot 0,03 = 378,728 \text{ кг,}$$

с газами теряется

$$12624,274 - 378,728 = 12245,546 \text{ кг.}$$

Суммарный расход кислорода на окисление элементов составит

$$M_{O_2} = \sum_{i=0}^n m_{O_2}(i) = 4428,273 \text{ кг.}$$

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

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

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

Тогда

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,485}{0,485} = 0,013 \text{ \%}.$$

Содержание кислорода в металле составит:

$$m_{[O]} = \frac{[O]}{100} \cdot m_{Me} = \frac{0,013}{100} \cdot 139492,924 = 18,134 \text{ кг.}$$

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

$$m_{O_2} = 4428,273 + 18,134 = 4446,407 \text{ кг.}$$

С учетом кислорода, растворенного в металле, ожидаемый массовый и процентный состав металла (по расплавлению шихты) представлен в таблице 12.

Таблица 12 – Состав металла по расплавлению шихты

| Элемент        | C       | Si      | Mn      | P      | S      |
|----------------|---------|---------|---------|--------|--------|
| Содержание, кг | 676,800 | 188,650 | 332,000 | 20,750 | 52,500 |
| Содержание, %  | 0,485   | 0,135   | 0,238   | 0,015  | 0,038  |

Окончание таблицы 12

| Элемент        | O      | Cr      | Ni      | Cu      | Fe         | Итого      |
|----------------|--------|---------|---------|---------|------------|------------|
| Содержание, кг | 18,134 | 138,000 | 212,760 | 236,500 | 137634,964 | 139511,058 |
| Содержание, %  | 0,013  | 0,099   | 0,153   | 0,170   | 98,655     | 100        |

*Шлакообразование*

Принимаем, что после выпуска предыдущей плавки в ванне остается шлак. Тогда шлак предыдущей плавки внесет компоненты указанные в таблице 13.

Таблица 13 – Шлак предыдущей плавки, кг

| CaO    | MgO   | SiO <sub>2</sub> | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | FeO  | Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | MnO   | S    | Итого  |
|--------|-------|------------------|--------------------------------|------|--------------------------------|-------------------------------|-------|------|--------|
| 1230,1 | 230,8 | 635,7            | 63,5                           | 78,6 | 38,5                           | 53,4                          | 160,4 | 10,7 | 2501,7 |

Количество поступивших оксидов в шлак из металла указаны в таблице 14.

Таблица 14 – Поступившие оксиды в шлак из металла, кг

| SiO <sub>2</sub> | MnO     | P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | FeO      | Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | Итого    |
|------------------|---------|-------------------------------|--------------------------------|----------|--------------------------------|----------|
| 330,750          | 107,145 | 47,524                        | 50,423                         | 1549,342 | 378,728                        | 2463,912 |

Поступление в шлак с известью 1500 кг:

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

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

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

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

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

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

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

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 39   |

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

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 15.

Таблица 15 – Количество и состав шлака периода плавления, кг

| Компонент                      | Шлак. предыд. плавки | Поступило из металла | Известь | Магнез. материал | Итого, кг | Итого, % |
|--------------------------------|----------------------|----------------------|---------|------------------|-----------|----------|
| CaO                            | 1230,1               | –                    | 1230    | 50               | 2510,100  | 33,636   |
| MgO                            | 230,8                | –                    | 69      | 850              | 1149,800  | 15,407   |
| SiO <sub>2</sub>               | 635,7                | 330,750              | 150     | 60               | 1176,450  | 15,765   |
| Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | 63,5                 | –                    | 34,5    | 30               | 128,000   | 1,715    |
| FeO                            | 78,6                 | 1549,342             | –       | –                | 1627,942  | 21,815   |
| Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | 38,5                 | 378,728              | 10,5    | 10               | 437,728   | 5,866    |
| P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>  | 53,4                 | 47,524               | 1,5     | –                | 102,424   | 1,372    |
| MnO                            | 160,4                | 107,145              | –       | –                | 267,545   | 3,585    |
| Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | –                    | 50,423               | –       | –                | 50,423    | 0,676    |
| S                              | 10,7                 | –                    | 1,5     | –                | 12,200    | 0,163    |
| Итого                          | 2501,7               | 2463,912             | 1497    | 1000             | 7462,612  | 100,000  |

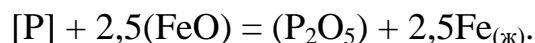
Основность шлака по окончании периода плавления

$$B = \frac{m_{CaO}}{m_{SiO_2}} = \frac{2510,100}{1176,450} = 2,13.$$

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 40   |

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

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

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

Выразим состав шлака в мольных ( $x_{RO}$ ) или в ионных ( $x_R$ ) долях. Для этого предварительно вычислим число молей оксидов  $n_{RO}$  и число катионов  $n_R$  шлака (таблица 16):

Таблица 16 – Состав шлака дефосфорации

| Состав<br>шлака | CaO   | SiO <sub>2</sub> | MnO   | FeO   | Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | MgO   | P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | Σ     |
|-----------------|-------|------------------|-------|-------|--------------------------------|--------------------------------|-------|-------------------------------|-------|
| $M_{RO}$        | 56    | 60               | 71    | 72    | 152                            | 102                            | 40    | 71                            | –     |
| $n_{RO}$        | 0,631 | 0,297            | 0,053 | 0,318 | 0,005                          | 0,018                          | 0,405 | 0,020                         | 1,747 |
| $X_{RO}$        | 0,361 | 0,170            | 0,030 | 0,182 | 0,003                          | 0,010                          | 0,232 | 0,011                         | 1,000 |
| $n_{R+}$        | 0,631 | 0,297            | 0,053 | 0,318 | 0,009                          | 0,035                          | 0,405 | 0,040                         | 1,789 |
| $X_{R+}$        | 0,353 | 0,166            | 0,030 | 0,178 | 0,005                          | 0,020                          | 0,226 | 0,022                         | 1,000 |

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

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

$$lg\gamma_{FeO} = 0,353$$

$$\gamma_{FeO} = 2,254$$

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

$$lg\gamma_{P_2O_5} = -1,625$$

$$\gamma_{P_2O_5} = 0,024$$

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

$$\lg f_P = 0,13 \cdot 0,135 - 0,032 \cdot 0,015 - 0,014 \cdot 0,099 + 0,036 \cdot 0,015 + 0,062 \cdot 0,238 = 0,066$$

$$f_P = 1,165$$

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  $\mu_P$  – атомная масса фосфора.

$$L_P = \frac{31 \times 0,163 \times 1,165 \times (0,182 \times 2,254)^{2,5} \times 1,747}{0,024} = 46,852$$

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

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

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

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

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

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

$$[P_K] = \frac{100 \times 0,024 \times \frac{7101,184}{139511,058} \times \frac{31}{71}}{100 + \frac{7101,184}{139511,058} \times 46,852} = 0,060$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции

$$\frac{139511,058 - x}{0,028 - x} = \frac{100}{0,015}$$

$$x \approx 20,9 \text{ кг}$$

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 42   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |



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.

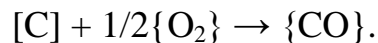
К концу окислительного периода в металле должно остаться углерода 0,10 %. Тогда останется в металле углерода

$$m_C = \frac{0,15}{100} \cdot 139511,058 = 209,267 \text{ кг.}$$

За окислительный период должно окислиться

$$676,800 - 209,267 = 467,533 \text{ кг.}$$

Окисление газообразным кислородом происходит по реакции



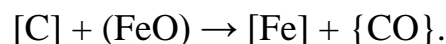
Количество кислорода, необходимого для окисления элементов, определяем по формуле (2):

$$m_{O_2}(C) = \frac{0,7 \cdot 467,533}{1 \cdot 12} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 436,364 \text{ кг;}$$

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

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot 467,533}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 763,637 \text{ кг.}$$

Окисление углерода оксидом железа (FeO) происходит по реакции:



Тогда количество оксида необходимого для окисления элемента составит:

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

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 43   |

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

$m_i, \mu_i$  – масса и молекулярная масса элемента;

$\mu_{FeO}$  – молекулярная масса (FeO).

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

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

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

Тогда количество (FeO), необходимого для окисления углерода,

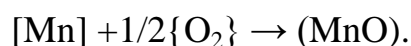
$$m_{FeO}(C) = \frac{0,3 \cdot 467,533}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 72 = 841,559 \text{ кг};$$

образуется {CO}

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,3 \cdot 467,533}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 327,273 \text{ кг}.$$

К концу периода должно остаться марганца 0,10 % или 139,511 кг. Тогда окисляется марганца за период  $332,000 - 139,511 = 192,489$  кг.

Окисление марганца происходит по реакции



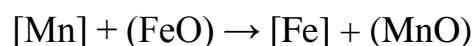
Потребуется кислорода на окисление марганца

$$m_{O_2}(Mn) = \frac{0,7 \cdot 192,489}{1 \cdot 55} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 39,198 \text{ кг};$$

образуется (Mn)

$$m_{(MnO)} = \frac{0,7 \cdot 192,489}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 173,940 \text{ кг}.$$

Окисление марганца оксидом железа (FeO) происходит по реакции



|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <b>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</b> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 44   |

Количество (FeO), необходимое для окисления марганца,

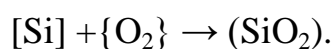
$$m_{FeO}(Mn) = \frac{0,3 \cdot 192,489}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 72 = 75,596 \text{ кг};$$

образуется (MnO)

$$m_{(MnO)} = \frac{0,3 \cdot 192,489}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 74,546 \text{ кг}.$$

К концу периода должно остаться кремния 0 %. Тогда окислится кремния за период 188,650 кг.

Окисление кремния происходит по реакции



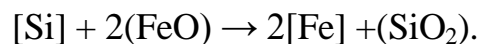
Потребуется кислорода на окисление кремния

$$m_{O_2}(Si) = \frac{0,7 \cdot 188,650}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 32 = 150,920 \text{ кг};$$

образуется (SiO<sub>2</sub>)

$$m_{(SiO_2)} = \frac{0,7 \cdot 188,650}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 282,975 \text{ кг}.$$

Окисление оксидом железа (FeO) происходит по реакции



Количество (FeO), необходимого для окисления кремния,

$$m_{FeO}(Si) = \frac{0,3 \cdot 188,650}{1 \cdot 28} \cdot 2 \cdot 72 = 291,060 \text{ кг};$$

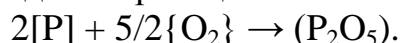
образуется (SiO<sub>2</sub>)

$$m_{(SiO_2)} = \frac{0,3 \cdot 188,650}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 121,275 \text{ кг}.$$

К концу периода фосфора останется 0,005 % или 6,976 кг. Тогда окислится фосфора за период 20,750 – 6,976 = 13,774 кг.

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 45   |

Окисление фосфора происходит по реакции



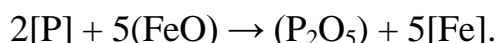
Потребуется кислорода на окисление фосфора

$$m_{O_2}(P) = \frac{0,7 \cdot 13,774}{2 \cdot 31} \cdot \frac{5}{2} \cdot 32 = 12,441 \text{ кг};$$

образуется ( $P_2O_5$ )

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{0,7 \cdot 13,774}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 22,083 \text{ кг}.$$

Окисление фосфора оксидом железа (FeO) происходит по реакции



Количество (FeO), необходимого для окисления фосфора,

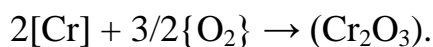
$$m_{FeO}(P) = \frac{0,3 \cdot 13,774}{2 \cdot 31} \cdot 5 \cdot 72 = 23,993 \text{ кг};$$

образуется ( $P_2O_5$ )

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{0,3 \cdot 13,774}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 9,464 \text{ кг}.$$

К концу периода останется хрома 0,07 % или 97,673 кг. Тогда окислится хрома за период  $138,000 - 97,658 = 40,342$  кг.

Окисление хрома происходит по реакции



Потребуется кислорода на окисление хрома

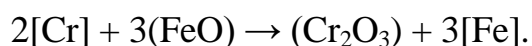
$$m_{O_2}(Cr) = \frac{0,7 \cdot 40,342}{2 \cdot 52} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 13,034 \text{ кг};$$

образуется ( $Cr_2O_3$ )

$$m_{(Cr_2O_3)} = \frac{0,7 \cdot 40,342}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 41,273 \text{ кг}.$$

Окисление хрома оксидом железа (FeO) происходит по реакции

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 46   |



Количество (FeO), необходимого для окисления фосфора,

$$m_{\text{FeO}}(\text{Cr}) = \frac{0,3 \cdot 40,342}{2 \cdot 52} \cdot 3 \cdot 72 = 25,136 \text{ кг};$$

образуется ( $\text{Cr}_2\text{O}_3$ )

$$m_{(\text{Cr}_2\text{O}_3)} = \frac{0,3 \cdot 40,342}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 17,688 \text{ кг}.$$

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

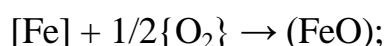
Тогда суммарное количество кислорода, необходимого для окисления элементов,

$$M_{\text{O}_2} = \sum_{i=1}^n m_{\text{O}_2}(i) = 651,957 \text{ кг}.$$

Общее количество закиси железа для окисления элементов

$$M_{(\text{FeO})} = \sum_{i=1}^n m_{(\text{FeO})}(i) = 1257,344 \text{ кг}.$$

Для получения такого количества (FeO) потребуется кислорода



$$m_{\text{O}_2} = \frac{M_{(\text{FeO})}}{\mu_{\text{FeO}}} \cdot \frac{1}{2} \mu_{\text{O}_2} = \frac{1257,344}{72} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 279,410 \text{ кг}.$$

При этом потребуется железа

$$m_{[\text{Fe}]} = \frac{M_{(\text{FeO})}}{\mu_{\text{FeO}}} \cdot \mu_{\text{Fe}} = \frac{1257,344}{72} \cdot 56 = 977,934 \text{ кг}.$$

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

$$[\text{O}] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,15}{0,15} = 0,029 \text{ \%}.$$

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

22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР

Лист

47

В конце периода плавления содержание кислорода в металле было 0,013 %. Следовательно, необходимо повысить его содержание на 0,016 % или

$$m_{[O]} = \frac{0,016}{100} \cdot 139511,058 = 22,322 \text{ кг.}$$

Количество кислорода, необходимого в окислительный период,

$$m_{O_2} = 651,957 + 279,410 + 22,322 = 953,689 \text{ кг.}$$

### Шлакообразование

Принимаем окисленность шлака периода окисления в 9,5 %. Величина отношения количества железа, содержащегося в компонентах шлака (FeO) и (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>), равна 2.

Тогда процентное содержание железа в шлаке от (FeO)

$$FeO_{(FeO)} = \frac{\mu_{Fe}}{\mu_{FeO}} \cdot 9,5\% = \frac{56}{72} \cdot 9,5\% = 7,389 \%,$$

а процентное содержание железа в шлаке от (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>)

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

Следовательно, в шлаке окислительного периода содержится

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

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

Тогда по формуле (7) содержание (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) в шлаке

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

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

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

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

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 48   |

где (FeO), (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) – содержание оксидов в шлаке, %.

После скачивания шлака периода плавления в ванне его осталось 20 % или 1492,522 кг. Тогда шлак периода плавления внесет (таблица 25):

$$CaO - \frac{33,636}{100} \cdot 1492,522 = 502,025 \text{ кг},$$

$$MgO - \frac{15,407}{100} \cdot 1492,522 = 229,953 \text{ кг},$$

$$SiO_2 - \frac{15,765}{100} \cdot 1492,522 = 235,296 \text{ кг},$$

$$Al_2O_3 - \frac{1,715}{100} \cdot 1492,522 = 25,597 \text{ кг},$$

$$FeO - \frac{21,815}{100} \cdot 1492,522 = 325,594 \text{ кг},$$

$$Fe_2O_3 - \frac{5,866}{100} \cdot 1492,522 = 87,551 \text{ кг},$$

$$P_2O_5 - \frac{1,372}{100} \cdot 1492,522 = 20,477 \text{ кг},$$

$$MnO - \frac{3,585}{100} \cdot 1492,522 = 53,507 \text{ кг},$$

$$Cr_2O_3 - \frac{0,676}{100} \cdot 1492,522 = 10,089 \text{ кг},$$

$$S - \frac{0,163}{100} \cdot 1492,522 = 2,433 \text{ кг}.$$

Итого: 1492,522 кг.

Количество оксидов поступивших в шлак из металла за период окисления указано в таблице 17.

Таблица 17 – Оксиды поступившие в шлак из металла, кг

| MnO     | SiO <sub>2</sub> | P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | Итого   |
|---------|------------------|-------------------------------|--------------------------------|---------|
| 248,486 | 404,250          | 31,547                        | 58,961                         | 769,825 |

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

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

где  $m_{(CaO),п.шл}$ ,  $m_{(SiO_2),п.шл}$  – содержание (CaO) и (SiO<sub>2</sub>) в первом шлаке, кг;  
 $m_{(CaO),изв}$ ,  $m_{(SiO_2),изв}$  – содержание (CaO) и (SiO<sub>2</sub>) в извести, кг.

Отсюда следует, что масса извести

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

где  $CaO_{изв}$ ,  $SiO_2_{изв}$  – содержание CaO и SiO<sub>2</sub> в извести, %.

Тогда масса извести по формуле (10)

$$m_{изв} = \frac{2 \cdot 639,546 - 502,025}{\frac{82}{100} - 2 \cdot \frac{10}{100}} = 1253,334 \text{ кг.}$$

Принимаем количество извести 1250 кг.

Известь внесет в шлак

$$CaO - \frac{82,0}{100} \cdot 1250 = 1025,000 \text{ кг,}$$

$$MgO - \frac{4,6}{100} \cdot 1250 = 57,500 \text{ кг,}$$

$$SiO_2 - \frac{10,0}{100} \cdot 1250 = 125,000 \text{ кг,}$$

$$Al_2O_3 - \frac{2,3}{100} \cdot 1250 = 28,750 \text{ кг,}$$

$$Fe_2O_3 - \frac{0,7}{100} \cdot 1250 = 8,750 \text{ кг,}$$

$$P_2O_5 - \frac{0,1}{100} \cdot 1250 = 1,250 \text{ кг,}$$



$$S - \frac{0,1}{100} \cdot 1250 = 1,250 \text{ кг.}$$

Итого: 1247,500 кг.

При этом образуется

$$CO_2 - \frac{0,2}{100} \cdot 1250 = 2,500 \text{ кг.}$$

Общая масса шлака без оксидов железа

$$1079,377 + 769,825 + 1238,750 = 3087,952 \text{ кг.}$$

Суммарное количество шлака найдем по формуле

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

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

(FeO), (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) – содержание оксидов в шлаке, %.

Тогда по формуле (15)

$$m_{\text{шл}} = \frac{9087,952}{1 - \frac{5,279 + 9,500}{100}} = 3623,464 \text{ кг.}$$

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

$$m_{(FeO)} = \frac{9}{100} \cdot 3623,464 = 344,229 \text{ кг.}$$

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{5}{100} \cdot 3623,464 = 191,283 \text{ кг.}$$

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

Из шлака периода плавления поступает: (FeO) – 325,594 кг, (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) – 87,551 кг.

Из извести поступает: (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) – 8,750 кг.

Итого: (FeO) – 325,594 кг, (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) – 96,301 кг. Следовательно, необходимо добавить оксидов железа в количестве: (FeO) – 18,635, (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) – 94,982

Для этого потребуется кислорода на образование (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>)

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 51   |

$$m_{O_2} = \frac{m_{(Fe_2O_3)}}{\mu_{Fe_2O_3}} \cdot \frac{3}{2} \cdot \mu_{O_2} = \frac{94,982}{160} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 28,192 \text{ кг},$$

потребуется кислорода на образование (FeO)

$$m_{O_2} = \frac{m_{(FeO)}}{\mu_{FeO}} \cdot \frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2} = \frac{18,635}{72} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 8,282 \text{ кг}.$$

Потребуется железа на образование (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>)

$$m_{[Fe]} = \frac{m_{(Fe_2O_3)}}{\mu_{Fe_2O_3}} \cdot 2 \cdot \mu_{Fe} = 94,982 \cdot 2 \cdot 56 = 66,487 \text{ кг},$$

потребуется железа на образование (FeO)

$$m_{[Fe]} = \frac{m_{(FeO)}}{\mu_{FeO}} \cdot \mu_{Fe} = \frac{18,635}{72} \cdot 56 = 14,494 \text{ кг}.$$

Количество и состав шлака окислительного периода представлен в таблице 18.

Таблица 18 – Количество и состав шлака окислительного периода, кг

| Компонент                      | Шлак периода плавления | Поступит из металла | Поступит из извести | Итого    | Итого, % |
|--------------------------------|------------------------|---------------------|---------------------|----------|----------|
| CaO                            | 502,025                | –                   | 1025,000            | 1527,025 | 42,454   |
| MgO                            | 229,953                | –                   | 57,500              | 287,453  | 7,992    |
| SiO <sub>2</sub>               | 235,296                | 404,250             | 125,000             | 764,546  | 21,256   |
| Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | 25,597                 | –                   | 28,750              | 54,347   | 1,511    |
| FeO                            | 325,594                | 18,635              | –                   | 344,229  | 9,570    |
| Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | 87,551                 | 94,982              | 8,750               | 191,283  | 5,318    |
| P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>  | 20,477                 | 31,547              | 1,250               | 53,274   | 1,481    |
| MnO                            | 53,507                 | 248,486             | –                   | 301,993  | 8,396    |
| Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | 10,089                 | 58,961              | –                   | 69,050   | 1,920    |
| S                              | 2,433                  | –                   | 1,250               | 3,683    | 0,102    |
| Итого                          | 1492,522               | 856,861             | 1247,500            | 3596,883 | 100,000  |

Определение состава металла окислительного периода

Количество железа, пошедшего на образование оксидов железа – 80,981 кг.

Тогда железа в металле останется 137634,964 – 80,981 = 137553,983 кг.

Содержание кислорода, растворенного в металле в конце окислительного периода

$$m_{[O]} = \frac{0,029}{100} \cdot 139511,058 = 40,458 \text{ кг}.$$

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 52   |

Количество и состав металла в конце окислительного периода представлен в таблице 19.

Таблица 19 – Количество и состав металла в конце окислительного периода

| Содержание<br>в металле | Элементы |    |         |       |        |        |
|-------------------------|----------|----|---------|-------|--------|--------|
|                         | C        | Si | Mn      | P     | S      | O      |
| кг                      | 209,267  | –  | 139,511 | 6,976 | 52,500 | 40,458 |
| %                       | 0,151    | –  | 0,101   | 0,005 | 0,038  | 0,029  |

Окончание таблицы 19

| Содержание<br>в металле | Элементы |         |         |            | Итого      |
|-------------------------|----------|---------|---------|------------|------------|
|                         | Cr       | Ni      | Cu      | Fe         |            |
| кг                      | 97,658   | 212,760 | 236,500 | 137553,983 | 138549,613 |
| %                       | 0,070    | 0,154   | 0,171   | 99,281     | 100,000    |

#### ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВА И СОСТАВА ГАЗОВ В ПЕРИОДЫ ПЛАВЛЕНИЯ И ОКИСЛЕНИЯ

Общее количество {CO} составляет 1440,649 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 {CO<sub>2</sub>}. 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.

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | 53   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР |  |  |  |      |

Общее количество требуемого кислорода за два периода составит 5753,056 кг.

Принимаем, что 2 % или 115,061 кг кислорода приходится на кислород воздуха.  
Объем кислорода в воздухе

$$V_{O_2} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \cdot 115,061 = 80,543 \text{ м}^3.$$

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

$$V_N = \frac{100 - 21}{21} \cdot V_{O_2} = 302,995 \text{ м}^3.$$

Массовое содержание кислорода в воздухе 23 %, тогда

$$m_N = \frac{100 - 23}{23} \cdot m_{O_2} = 385,204 \text{ кг}.$$

Объем и масса воздуха:

$$V_B = V_{O_2} + V_N = 80,543 + 302,995 = 383,538 \text{ м}^3;$$

$$m_в = m_{O_2} + m_N = 115,061 + 385,204 = 500,265 \text{ кг}.$$

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

$$m_{O_2} = \frac{100 - 2}{100} \cdot \frac{5753,056}{k_{исп}} = 6632,935 \text{ кг}.$$

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

$$m_{O_2,тех} = \frac{6632,935}{99,9} \cdot 100 = 6693,575 \text{ кг};$$

$$V_{O_2,тех} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_2,тех} = 4647,703 \text{ м}^3.$$

С кислородом вносится азота  $6693,575 - 6632,935 = 6,640$  кг.

При нагреве извести выделяется  $\{CO_2\}$  5,500 кг.

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

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 54   |

Влажность атмосферного воздуха

$$V_{\text{влаж.в}} = V_{\text{в}} \cdot \frac{273 + t_{\text{в}}}{273} \cdot \frac{p_{\text{в}}}{p_{\text{в}} - E \cdot f} = 383,538 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{760}{760 - 0,7 \cdot 17,5} = 418,380 \text{ м}^3.$$

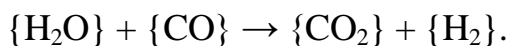
Количество водяного пара в 1 м<sup>3</sup> атмосферного воздуха

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

Масса влаги

$$m_{\text{вл}} = V_{\text{влаж.в}} \cdot p_{\text{в.пара}} = 418,380 \cdot 0,013 = 5,439 \text{ кг}.$$

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

$$m_{\{\text{H}_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{H}_2} = \frac{5,439}{18} \cdot 2 = 0,604 \text{ кг},$$

$$m_{\{\text{CO}_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{CO}_2} = \frac{5,439}{18} \cdot 44 = 13,295 \text{ кг}.$$

Для этого необходима окись углерода в количестве

$$m_{\{\text{CO}\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{CO}} = \frac{5,439}{18} \cdot 28 = 8,461 \text{ кг}.$$

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

$$m_{\text{O}_2} = \frac{15}{100} \cdot 6632,935 = 994,940 \text{ кг}.$$

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

$$m_{\{\text{CO}_2\}} = \frac{m_{\text{O}_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{\text{O}_2}} \cdot \mu_{\text{CO}_2} = \frac{994,940}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 2736,085 \text{ кг}.$$

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 55   |

Для этого потребуется  $\{CO\}$  в количестве  $2736,085 - 994,940 = 1740,145$  кг.  
 Массовый и процентный состав газов за два периода представлен в таблице 20.

Таблица 20 – Состав газов за два периода

| Содержание газов | CO     | CO <sub>2</sub> | H <sub>2</sub> | N <sub>2</sub> | Итого    |
|------------------|--------|-----------------|----------------|----------------|----------|
| кг               | 51,419 | 2967,235        | 0,604          | 391,844        | 3411,102 |
| м <sup>3</sup>   | 41,135 | 1510,592        | 6,765          | 313,475        | 1871,968 |
| %                | 1,507  | 86,988          | 0,018          | 11,487         | 100,000  |

Таким образом, приходные и расходные статьи материального баланса имеют вид указанный в таблице 21.

Таблица 21 – Материальный баланс

| Израсходовано, кг        |             | Получено, кг                   |            |
|--------------------------|-------------|--------------------------------|------------|
| ЗА                       | 95 000      | Металл                         | 138549,613 |
| ЗБ                       | 30 000      | Шлак                           | 9566,973   |
| Металл предыдущей плавки | 25 000      | Газы                           | 3411,102   |
| Известь                  | 2750        | Пыли                           | 12258,871  |
| Магнезиальный материал   | 1000        | в том числе:                   |            |
| Электроды                | 195         | Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | 12 245,546 |
| Воздух                   | 505,704     | Ni                             | 3,240      |
| Кислород                 | 6632,935    | Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | 10,085     |
| Шлак предыдущей плавки   | 2501,700    |                                |            |
| Итого                    | 163 585,339 | Итого                          | 163786,559 |

Невязка

$$\frac{163786,559 - 163585,339}{163786,559} \cdot 100 \% = 0,12 \%$$

Выход жидкой стали

$$y = \frac{138549,613}{150000} = 0,92.$$

Расчёт процесса раскисления и легирования

Составим баланс обработки в печи-ковше стали марки 30ХГСА.  
 Дополнительное техническое условие: для гарантии выполнения требования заказчика по технологической пластичности и механическим свойствам

|      |      |          |         |      |                                    |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                                    |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                                    |  |  |  |  | 56   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> |  |  |  |  |      |

(повышенные относительное сужение и ударная вязкость) необходимо иметь в стали не более 0,015 % серы.

Пользуясь справочными данными, находим химический состав стали 30ХГСА и делаем поправку на допустимое содержание серы (таблица 22).

Таблица 22 – Химический состав готовой стали, масс. %

| Химический элемент | C           | Si         | Mn        | S       | P       | Cr          | Ni     | Cu     |
|--------------------|-------------|------------|-----------|---------|---------|-------------|--------|--------|
| Содержание         | 0,28 – 0,34 | 0,90– 1,20 | 0,8 – 1,1 | ≤ 0,015 | ≤ 0,025 | 0,80 – 1,10 | ≤ 0,30 | ≤ 0,30 |

\* С учетом требований заказчика

Состав жидкого полупродукта, полученного в ДСП, приведен в таблице 23.

Таблица 23 – Состав жидкой стали полупродукта, масс. %

| C     | Si    | Mn    | S     | P     | Cr    | Ni    | Cu    |
|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| 0,151 | 0,000 | 0,101 | 0,005 | 0,038 | 0,070 | 0,154 | 0,171 |

Состав используемых ферросплавов и раскислителей приведен в таблице 24.

Таблица 24 – Химический состав используемых материалов, масс. %

| Материал                  | C    | Mn   | Si   | Cr | S     | P     | Fe    | Al   |
|---------------------------|------|------|------|----|-------|-------|-------|------|
| Ферросиликомарганец МнС17 | 1,56 | 67,1 | 17,5 | –  | 0,02  | 0,02  | 13,8  | –    |
| Ферросилиций ФС65         | 0,07 | 0,2  | 66,7 | –  | 0,007 | 0,023 | 33    | –    |
| Алюминий катанка          | –    | –    | 1,5  | –  | –     | 1,5   | –     | 97   |
| ФХ100                     | 0,01 | –    | 0,8  | 68 | 0,02  | 0,01  | 30,45 | 0,07 |

#### Раскисление и легирование.

Определим количество ферросплавов (таблица 24), 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 22). 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

$$M_{\text{МnC17}} = \frac{118000 \cdot (0,93 - 0,101) \cdot 100}{67,1 \cdot (100 - 0)} = 1458 \text{ кг.}$$

Он дополнительно внесет в расплав, с учетом угара:

$$\text{Mn: } 1458 \cdot 0,671 = 378,318 \text{ кг;}$$

$$\text{Si: } 1458 \cdot 0,175 \cdot 0,85 = 216,878 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe: } 1458 \cdot 0,138 = 201,204;$$

$$\text{C: } 1458 \cdot 0,0156 \cdot 0,7 = 15,921 \text{ кг;}$$

$$\text{P: } 1458 \cdot 0,0002 = 0,292 \text{ кг;}$$

$$\text{S: } 1458 \cdot 0,0002 = 0,292 \text{ кг.}$$

Тогда количество присаживаемого феррохрома

$$M_{\text{ФХ100А}} = \frac{100 \cdot (0,93 - 0,07) \cdot 100}{68 \cdot (100 - 0)} = 1492 \text{ кг}$$

Он дополнительно внесет в расплав, с учетом угара:

$$\text{Cr: } 1492 \cdot 0,68 = 1014,560 \text{ кг;}$$

$$\text{Si: } 1492 \cdot 0,008 \cdot 0,85 = 10,146 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe: } 1492 \cdot 0,3045 = 454,314 \text{ кг;}$$

$$\text{C: } 1492 \cdot 0,0001 \cdot 0,7 = 0,104;$$

$$\text{P: } 1492 \cdot 0,0001 = 0,149 \text{ кг.}$$

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

22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР

Лист

58



$$S: 1492 \cdot 0,0002 = 0,298.$$

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

$$M_{\text{ФС65}} = \left( \frac{118000 \cdot (0,9 - 0) \cdot 100}{66,7 \cdot (100 - 15)} \right) - 216,878 - 10,146 = 1646 \text{ кг.}$$

$$\text{Si: } 1646 \cdot 0,667 \cdot 0,85 = 933,200 \text{ кг;}$$

$$\text{Mn: } 1646 \cdot 0,002 = 3,292 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe: } 1646 \cdot 0,33 = 543,180;$$

$$\text{C: } 1646 \cdot 0,0007 \cdot 0,7 = 0,807 \text{ кг;}$$

$$\text{P: } 1646 \cdot 0,00023 = 0,379 \text{ кг;}$$

$$\text{S: } 1646 \cdot 0,00007 = 0,115 \text{ кг.}$$

Расход углеродистого порошка с учетом угара

$$M_{\text{C}} = \frac{118000 \cdot (0,30 - 0,15) \cdot 100}{99,795 \cdot (100 - 30)} = 174 \text{ кг.}$$

Состав и количество шлака.

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

Шлаковая смесь внесет

из извести:

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

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

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

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

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

$$P_2O_5: 900 \cdot 0,001 = 0,9$$

из глинозема

$$Al_2O_3: 100 \cdot 0,99 = 99 \text{ кг};$$

$$SiO_2: 100 \cdot 0,01 = 1 \text{ кг}.$$

Содержание в глиноземе  $Fe_2O_3$  за малостью пренебрегаем.

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

в результате угара окислится кремния:  $1875 \cdot 0,667 \cdot 0,15 = 164,682 \text{ кг};$

из остальных ферросплавов: 40,063 кг.

Всего окислится кремния:  $164,682 + 40,063 = 204,745 \text{ кг}$ . При этом образуется  $204,745 \cdot 60/28 = 438,740 \text{ кг } SiO_2$ . Помимо кремния в шлак перейдет  $27 \cdot 102/54 = 51 \text{ кг } Al_2O_3$  в результате окисления алюминия.

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

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

$$SiO_2: 141,6 \cdot 0,08 = 11,328 \text{ кг};$$

Переходом этих оксидов в шлак с допустимой точностью можно пренебречь.

По результатам проведенных расчетов можно определить количество состав образующего шлака. Результат оформим в таблица 25.

Таблица 25 – Количество и состав шлака в ковше-печи

| Источник поступления | CaO     | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | SiO <sub>2</sub> | Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | MgO     | Итого    |
|----------------------|---------|--------------------------------|------------------|--------------------------------|---------|----------|
| Известь              | 738,000 | 20,700                         | 90,000           | 6,300                          | 41,400  | 896,400  |
| Глинозем             | –       | 99,000                         | 1,000            | –                              | –       | 100,000  |
| Продукты раскисления | –       | 51,000                         | 438,740          | –                              | –       | 489,740  |
| Футеровка            | –       | –                              | 11,328           | –                              | 130,272 | 141,600  |
| Итого, кг            | 738,000 | 170,700                        | 541,068          | 6,300                          | 171,672 | 1627,740 |
| Итого, %             | 45,339  | 10,487                         | 33,240           | 0,387                          | 10,547  | 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  $SiO_2$  (3...7 %), фактическое значение более высокое. Это связано с тем, что обработке подвергали сталь, легированную кремнием. Присадка большого

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 60   |

количества ферросилиция вызвала и образование большого количество кремнезема. Понизить его содержание в шлаке можно присадкой большого количества шлаковой смеси (CaO + Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>). 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 Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> = 0,739 % высоко и может быть лишь в начале процесса. По ходу его развития этот оксид расходуется на окисление раскислителей и вдуваемого углерода. Таким образом, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 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 SiO<sub>2</sub> 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 а – количество шлака в % от массы металла;

[S]<sub>0</sub> 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 СО:

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 61   |

$$174 \cdot 0,3 \cdot 28/12 = 121,800 \text{ кг};$$

30 % угара углерода, вносимого остальными ферросплавами:

$$16,832 \cdot 0,3 \cdot 28/12 = 11,783 \text{ кг.}$$

Итого образуется газа:

$$180 + 121,800 + 11,783 = 313,583 \text{ кг.}$$

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 ферросплавами с учетом их содержания, но без учета угара. Результаты оформим в виде таблицы 26.

Таблица 26 – Баланс металла

| Элемент | Поступило, кг* | Перешло в шлак, кг | Перешло в газ, кг | Содержится в металле |         |
|---------|----------------|--------------------|-------------------|----------------------|---------|
|         |                |                    |                   | кг                   | %       |
| C       | 425,905        | –                  | 57,250            | 368,656              | 0,301   |
| Si      | 1364,968       | 204,745            | –                 | 1160,223             | 0,946   |
| Mn      | 1100,790       | –                  | –                 | 1100,790             | 0,898   |
| Cr      | 1097,160       | –                  | –                 | 1097,160             | 0,895   |
| S       | 45,545         | 36,105             | –                 | 9,440                | 0,008   |
| P       | 6,719          | –                  | –                 | 6,719                | 0,005   |
| Al      | 90,000         | 27,000             | –                 | 63,000               | 0,051   |
| Ni      | 195,720        | –                  | –                 | 195,720              | 0,160   |
| Cu      | 207,780        | –                  | –                 | 207,780              | 0,169   |
| Fe      | 118384,498     | –                  | –                 | 118384,498           | 96,566  |
| Итого   | 122919,086     | 267,850            | 57,250            | 122593,986           | 100,000 |

\*Без учета угара

$$\text{Невязка } 122919,086 - (267,850 + 57,250 + 122593,986) = 0.$$

Выход жидкой стали  $(122593,986/122919,086) \cdot 100 = 99,74 \%$  от введенных в ковш-печь исходных материалов. Материальный баланс обработки стали в ковше-печи приводится в таблице 27. Невязка 655,308 кг или 0,53 %.

Таблица 27 – Материальный баланс плавки

| Поступило            |                | Получено |                |
|----------------------|----------------|----------|----------------|
| Материал             | Количество, кг | Продукт  | Количество, кг |
| Полупродукт          | 118000         | Сталь    | 122573,986     |
| Известь              | 900            |          |                |
| Глинозем             | 100            | Шлак     | 1627,740       |
| МнС17                | 1458           |          |                |
| ФС65                 | 1492           | Газ      | 313,583        |
| ФХ100                | 1646           |          |                |
| Алюминий             | 174            | Невязка  | 655,308        |
| Углеродистый порошок | 90             |          |                |
| Итого                | 123860         | Итого    | 123860         |

## 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 кВт·ч/т. Для пересчета кВт·ч в МДж используется переводной коэффициент 3,6 (1 Вт·ч = 3600 Дж/ч).

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

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

Тепло, вносимое в печь шихтовыми материалами,  $Q_2$ .

Расчет энтальпии ведется по формуле

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

где  $\Delta H_k$  – изменение энтальпии компонентов;

$M_{3A}$  – масса лома 3А;

|      |      |          |         |      |                                    |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                                    |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                                    |  |  |  |  | 63   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> |  |  |  |  |      |

$c_{3A}$  – теплоемкость лома 3А;

$M_{3Б}$  – масса чугуна;

$c_{3Б}$  – теплоемкость чугуна;

$\Delta t_k$  – изменение температуры компонента.

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

$$H_{л} = ((9 \cdot 10^3 \cdot 0,460 \cdot 10^{-3}) + (30 \cdot 10^3 \cdot 0,500 \cdot 10^{-3})) \cdot 400 = 23,48 \text{ ГДж.}$$

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, кДж/(кг·К).

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

Тогда  $Q_3 = 2750 \cdot 0,760 \cdot 20 = 0,042 \text{ ГДж.}$

Тепло, вносимое магниезиальным материалом  $Q_4$ .

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

при  $t = 20$  °С теплоемкость магниезиального 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.

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | 64   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР |  |  |  |      |

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  $\Delta H_{298}^0$  – тепловой эффект реакции в стандартных условиях, кДж/моль;  
 $\Delta C_p$  – теплоемкость реакции, Дж/(К·моль).

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

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

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

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

Тепло экзотермических реакций определяем суммированием теплот реакций, идущих с отрицательным эффектом (таблица 28)

Таблица 28 – Теплота реакций

|  |                                       |
|--|---------------------------------------|
| $[\text{Si}] + \{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{SiO}_2)$              | $286,405 \cdot 29,51 = 8451,812$ МДж  |
| $[\text{Mn}] + 1/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{MnO})$             | $217,742 \cdot 7,41 = 1613,470$ МДж   |
| $2[\text{Fe}] + 3/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{Fe}_2\text{O}_3)$ | $8836,992 \cdot 7,29 = 64421,672$ МДж |
| $[\text{Fe}] + 1/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{FeO})$             | $1205,044 \cdot 4,11 = 4952,731$ МДж  |
| $[\text{C}] + 1/2\{\text{O}_2\} \rightarrow \{\text{CO}\}$             | $496,473 \cdot 11,43 = 5674,688$ МДж  |
| $2[\text{Cr}] + 3/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{Cr}_2\text{O}_3)$ | $62,739 \cdot 11,33 = 710,837$ МДж    |

Следовательно,  $Q_5 = 85,825$  ГДж.

Тепло, вносимое газокислородными горелками,  $Q_6$ .

Вносимое горелками тепло определяется по формуле

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

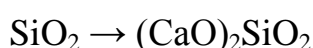
где  $N_{гор}$  – число горелок на печи, шт.;  
 $\tau$  – время работы горелки, ч;  
 $P_{гор}$  – мощность горелки, кВт;  
3,6 – переводной коэффициент кВт·ч в МДж.

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

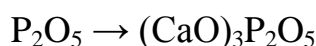
$$Q_{гор} = 4 \cdot 0,25 \cdot 3,3 \cdot 10^3 \cdot 3,6 = 11,880 \text{ ГДж.}$$

Тепло шлакообразования  $Q_7$ .

Тепло шлакообразования:



$$343 \cdot \frac{60}{28} \cdot 2,32 = 17,052 \cdot 10^8 \text{ Дж};$$



$$34,524 \cdot \frac{142}{62} \cdot 4,70 = 3,716 \cdot 10^8 \text{ Дж.}$$

Следовательно  $Q_7 = (17,052 + 3,716) \cdot 10^8 = 2,077 \text{ ГДж.}$

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

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

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

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

Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки  $Q_9$ .

Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки:

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 66   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |



$$Q_9 = Q_m + Q_{шл}, \quad (23)$$

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

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

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

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

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

Тепло, вносимое воздухом и газообразным кислородом:

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

где  $V$  – объем воздуха или кислорода,  $\text{м}^3$ ;

$c$  – теплоемкость воздуха или кислорода,  $\text{кДж}/(\text{м}^3 \cdot \text{К})$ ;

$T$  – температура воздуха или кислорода, К.

Тогда

$$Q_6 = 383,538 \cdot 1,327 \cdot 293 = 0,149 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$Q_к = 4647,703 \cdot 1,31 \cdot 293 = 1,784 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$Q_{10} = (0,149 + 1,784) \cdot 10^9 = 1,933 \text{ ГДж.}$$

Статьи расхода тепла

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

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

$$H_K = M_K \cdot [c_1 \cdot (t_{пл} - t_0) + q_M + c_2 \cdot (t_{вып} + t_{пл})], \quad (27)$$

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

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

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

$t_0$  – температура скрапа при завалке;

$t_{пл}$  – температура плавления стали;

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

$q_M$  – теплота плавления металла.

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 67   |

Тогда

$$Q_{3A} = 95000 \cdot [0,700 \cdot (1500 - 400) + 284 + 0,800 \cdot (1630 - 1500)] = 110,010 \text{ ГДж.}$$

Для чугуна

$$Q_{3B} = 30000 \cdot [0,650 \cdot (1200 - 400) + 218 + 1,05 \cdot (1630 - 1200)] = 35,685 \text{ ГДж.}$$

Физическое тепло шлака находим по формуле

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

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

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

$m_{ш}$  – масса шлака, кг.

$$Q_{ш} = (1,25 \cdot 1800 + 209,5) \cdot 5970,09 + (1,25 \cdot 1667 + 209,5) \cdot 3596,883 = 22,932 \text{ ГДж}$$

$$\text{Тогда } Q_{11} = 110,010 + 35,685 + 22,932 = 168,627 \text{ ГДж.}$$

Потери тепла с отходящими газами  $Q_{12}$ .

Потери тепла с отходящими газами  $\Delta t_k$

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

где  $V$  – объем выделяющихся газов, м<sup>3</sup>;

$i$  – энтальпия газообразных продуктов реакции, кДж/м<sup>3</sup>.

Находим энтальпию продуктов реакции для каждого из газов:

$$CO: 0,0151 \cdot 1112,06 = 16,792;$$

$$CO_2: 0,8699 \cdot 1718,95 = 1495,315;$$

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

$$N_2: 0,1149 \cdot 1094,65 = 125,775;$$

$$i_{ух}^{800} = 1638,093 \text{ кДж/м}^3.$$

$$\text{Тогда } Q_{12} = 1871,968 \cdot 1638,093 = 3,066 \text{ ГДж.}$$

Потери тепла через водоохлаждаемые панели,  $Q_{13}$ .

Потери тепла с охлаждающей водой можно определить, исходя из расхода воды и разницы значений температуры воды на входе в систему охлаждения и на выходе из нее. Температура и расход воды на рабочей печи измеряются

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <b>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</b> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 68   |

непосредственно. Температура воды на входе 20 °С, на выходе температура воды 40 °С, чтобы избежать образование накипи на внутренних поверхностях панелей.

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

где  $c_B$  – теплоемкость воды, 4,2 МДж/(м<sup>3</sup>·К);

$V_B$  – часовой расход воды через элемент (или всю печь), м<sup>3</sup>/ч;

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

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

$\tau$  – время, ч.

Анализ работы ДСП показал, что при соблюдении температурного режима расход воды на охлаждение стеновых панелей составляет ~ 580 м<sup>3</sup>/ч, и 350 м<sup>3</sup>/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<sub>2</sub>O<sub>3</sub>:

$$Q_{14} = 12245,546 \cdot (1,23 \cdot 1600 + 209,34) = 26,663 \text{ ГДж}.$$

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

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

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

где  $m_o$  – емкость печи, т.

Тогда

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
|      |      |          |         |      |                                    | 69   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    |      |

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

Тепловые потери электрической сетью  $Q_{16}$

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

По закону Джоуля-Ленца

$$Q_{16} = I^2 \cdot R \cdot \tau, \quad (32)$$

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

$R$  – сопротивление, Ом;

$\tau$  – время работы печи под током, с.

Тогда

$$Q_{16} = 90000 \cdot 3000 \cdot 12,753 \cdot 10^{-4} = 30,433 \text{ ГДж.}$$

Потери тепла через футеровку,  $Q_{17}$ .

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

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

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

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

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

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

$F$  – площадь поверхности теплообмена, м<sup>2</sup>;

$\tau$  – время, ч;

$\delta$  – толщина слоя, м.

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 70   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |

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

$$Q_{\text{кож}} = \alpha \cdot (t_{\text{к}} - t_{\text{в}}) \cdot F \cdot \tau, \quad (34)$$

где  $\alpha$  – суммарный коэффициент теплоотдачи излучением и конвекцией, Дж/(м<sup>2</sup>·ч·К);

$t_{\text{к}}$  – температура на внешней поверхности кожуха, К;

$t_{\text{в}}$  – температура окружающего воздуха, К.

На действующей печи известны степень черноты кирпичной кладки и кожуха, значения температуры  $t_{\text{к}}$  геометрия печи. Для ДСП температура внутренней поверхности кладки  $t_{\text{вн}}$  для подины принимается равной температуре жидкого металла в ванне. Средняя температура воздуха принимается равной 20 °С. При этом значение  $\alpha$  зависит от другой неизвестной – температуры кожуха  $t_{\text{к}}$ . Значение же  $t_{\text{к}}$  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  $t_{\text{к}}$ . Так как есть дополнительный слой теплоизоляции  $t_{\text{к}}$  равно 100 °С.

Затем определяем среднюю температуру футеровки

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

По справочной литературе для данной  $t_{\text{ср}}$  находим коэффициент теплопроводности материала  $\lambda$  по рис. 5 определяем значение  $\alpha$ , соответствующее данной температуре кожуха. Далее вычисляем значение теплового потока  $q_7 = Q_7/F$  и сравниваем его величину с приведенным на том же рисунке  $q_{\text{окр}}$ .

Определяем среднюю температуру футеровки, зная, что в среднем за плавку температура металла составит 1500 °С, продолжительность плавки – 45 минут, диаметр кожуха ~ 6,85 м<sup>2</sup>:

$$t_{\text{ср}} = (1500 - 100) = 700 \text{ °С.}$$

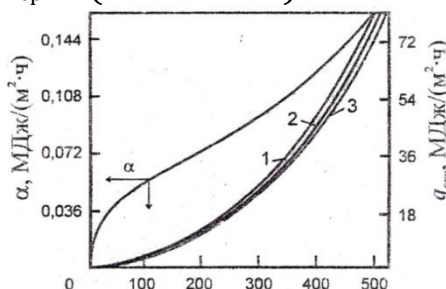


Рисунок 5 – Зависимость коэффициента суммарной теплоотдачи  $\alpha$  и удельного теплового потока, теряемого поверхностью печи в окружающую среду при  $t_{\text{в}}$ : 10 °С – 1; 20 °С – 2; 30 °С – 3

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

22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР

Лист

71

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

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

Потери тепла через завалочное окно,  $Q_{18}$ .

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

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

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

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

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

где  $\omega$  – скорость газового потока, м/с;

$g$  – ускорение свободного падения (9,81 м/с<sup>2</sup>);

$\Delta p$  – скоростной напор, Па;

$\rho_{\Gamma}$  – плотность уходящих газов, кг/м<sup>3</sup>;

$V_1$  – количество газов, уходящих из печи (фактически), м<sup>3</sup>/ч;

$F$  – площадь сечения патрубка, м<sup>2</sup>;

$V_0$  – количество газов, уходящих из печи (приведенные к температуре 0 °С), м<sup>3</sup>/ч;

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

Количество тепла, уносимого из печи газовым потоком, определим по формуле

$$Q_{18} = V_0 \cdot c_{\text{сух}} \cdot T_{\text{сух}} \cdot \tau, \quad (39)$$

где  $c_{\text{сух}}$  – средняя теплоемкость уходящих газов, Дж/(м<sup>3</sup> · К).

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 72   |

В среднем на печи перепад давления между печью и атмосферой составляет 2 Па, плотность отходящих газов – 1,5 кг/м<sup>3</sup>, площадь сечения завалочного окна – 9 м<sup>2</sup>, температура отходящих газов в среднем за плавку – 1200 °С. Тогда

$$\omega = 5,1 \text{ м/с};$$

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

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

Тогда количество тепла, потерянное через завалочное окно за плавку,

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

Полученный тепловой баланс плавки стали 30ХГСА в ДСП приведен в таблице 29.

Таблица 29 – Тепловой баланс плавки стали в ДСП

| Статьи прихода  | ГДж     | %      | Статьи расхода  | ГДж     | %      |
|---|---------|--------|---|---------|--------|
| Электроэнергия, $Q_1$   | 196,020 | 53,785 | Полезный расход энергии, $Q_{11}$                                   | 168,627 | 46,269 |
| Тепло, вносимое шихтой, $Q_2$                                 | 23,480  | 6,443  | Тепло, уносимое газами, $Q_{12}$                                    | 3,066   | 0,841  |
| Тепло, вносимое другими материалами, $Q_3 + Q_4$              | 0,061   | 0,017  | Потери с охлаждающей водой, $Q_{13}$                                | 58,59   | 16,076 |
| Тепло экзотермических реакций, $Q_5$                          | 85,825  | 23,549 | Тепло, уносимое частицами Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , $Q_{14}$ | 26,663  | 7,316  |
| Тепло, поступающее от ГКГ, $Q_6$                              | 11,880  | 3,260  | Тепло эндотермических реакций, $Q_{15}$                             | 21,000  | 5,762  |
| Тепло шлакообразования, $Q_7$                                 | 2,077   | 0,570  | Потери электрической сетью, $Q_{16}$                                | 34,433  | 9,448  |
| Тепло от окисления электродов, $Q_8$                          | 3,920   | 1,075  | Потери через футеровку, $Q_{17}$                                    | 0,724   | 0,199  |
| Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки, $Q_9$ | 39,255  | 10,771 | Потери через завалочное окно, $Q_{18}$                              | 48,381  | 13,275 |
| Тепло кислорода и воздуха, $Q_{10}$                           | 1,933   | 0,530  | Неучтенные потери   | 2,966   | 0,814  |
| Итого   | 364,451 | 100,00 | Итого   | 364,451 | 100,00 |

Вывод раздела 2 рассчитали тепловой и материальный баланс плавки

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

22.03.02.2020.980.00 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 | 22.03.02.2020.980.00 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 Отклонения размеров и формы поперечного сечения

Отклонения размеров и формы заготовок или изменение геометрии отдельных участков их периметра могут быть косвенным показателем пораженности заготовок трещинами. Отклонения размеров и формы заготовок, даже если оно не сопровождается трещинами, создает целый ряд затруднений при дальнейшем переделе.

К данным видам дефектов относятся:

- выпуклость;
- вогнутость;
- ромбичность;
- овальность;
- отклонение по сечению заготовки;
- отклонение по длине;
- скручивание;
- кривизна (коробление).

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 75   |

Выпуклость – раздутие, искажение профиля заготовок, как правило, на двух противоположных гранях из 4-х. Раздутие граней слитка происходит, когда суммарные напряжения от ферростатического давления и разогрева его поверхностных слоев превышают прочность оболочки, а поддерживающая система в зоне вторичного охлаждения не обеспечивает постоянства его геометрии. Устойчивость против раздутия определяется формой слитка, размерами поперечного сечения и прочностью корки. Прочность корки определяется её толщиной, температурой и маркой стали. Может сопровождаться ромбичностью, продольными ужимами, наружными и внутренними трещинами. Больше развитие данный вид дефекта получает на прямоугольных заготовках (на широких гранях). Максимальное – на плоской продукции (на слябах). На боковых (узких) гранях может образоваться в результате сильного раздавливания слитка в роликах.

Вогнутость – искажение профиля с прогибом граней заготовки. Коробление непрерывнолитой заготовки может приводить к образованию вогнутой поверхности.

Ромбичность (разность диагоналей), трапециедалность – искажение профиля заготовки, образуется как в кристаллизаторе, так и далее, в зоне вторичного охлаждения непрерывнолитых заготовок. Ромбичность является результатом прогрессирующего коробления оболочки слитка, зародившегося в кристаллизаторе и проявляющегося уже на расстоянии 100...150 мм от мениска. Оболочка слитка в районе тупых углов, которые уже не имеют контакта со стенками кристаллизатора, затвердевает с меньшей скоростью, чем в районе острых углов, имеющих контакт. Такое положение сохраняется в течение всего времени пребывания оболочки слитка в кристаллизаторе. Поэтому чем длиннее кристаллизатор, тем, при прочих равных условиях, больше ромбичность заготовок. Она значительно возрастает в течение первой минуты пребывания слитка в зоне вторичного охлаждения. Затем, после выравнивания толщины оболочки по поперечному сечению, рост ромбичности прекращается. При мягком вторичном охлаждении увеличение её после выхода оболочки из кристаллизатора замедляется. Образование ромбичности в непрерывнолитых заготовках является процессом автокаталитического увеличения разнотолщинности оболочки, образовавшейся вблизи зеркала металла. В ЗВО, рост ромбичности может прекратиться, оставаясь на минимальном уровне, или прогрессировать. Может развиваться от местной, локальной (на отдельном участке одной заготовки), до периодической на нескольких заготовках и до постоянной на всех заготовках данного ручья (ручьев) отдельной плавки или нескольких плавков. Величина и направление может изменяться даже по длине одной заготовки. Трапециедалность более характерна для узких граней прямоугольной заготовки.

Овальность – искажение формы поперечного сечения заготовки выражается в нарушении пропорций поперечного сечения. Мера овальности – отношение разности отклонений размеров поперечного сечения заготовки, в %. Причины образования овальности круглых заготовок аналогичны причинам образования ромбичности. Отличие заключается в том, что овальность круглого

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 76   |

непрерывнолитого слитка может менять ориентацию в процессе разливки. Это обусловлено отсутствием ребер жесткости в круглом слитке. Искажение профиля круглой заготовки может происходить также при изгибе – выпрямлении слитка в линии МНЛЗ.

Отклонение по сечению – превышение максимальных допусков размеров заготовки по толщине и ширине.

Отклонение по длине – превышение допусков размеров заготовки по длине как в положительную, так и в отрицательную сторону.

Кривизна (коробление) – искривление сортовой заготовки в вертикальном или горизонтальном направлении. Может быть на одном из концов заготовки. Характерно для первых и последних заготовок в серии или после аварийных остановок ручья.

Вывод раздела 3

Для предотвращения образования дефектов поверхности готовой продукции

Необходимо совершенствование оборудования и разработка сквозной технологии

|             |             |                 |                |             |                                    |             |
|-------------|-------------|-----------------|----------------|-------------|------------------------------------|-------------|
|             |             |                 |                |             | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | <i>Лист</i> |
| <i>Изм.</i> | <i>Лист</i> | <i>№ докум.</i> | <i>Подпись</i> | <i>Дата</i> |                                    | 77          |

#### 4. ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

В таблице 30 представлены зарубежные аналоги стали 30ХГСА.

Таблица 30 – Зарубежные аналоги стали марки 30ХГСА

|          |               |
|----------|---------------|
| Болгария | 30ChGSA       |
| Польша   | 30HGS, 30HGSA |
| Чехия    | 14331         |

Как видно из таблицы 30 сталь данной марки имеет не очень широкое распространение за рубежом. Поэтому 30ХГСА экспортируется из нашей страны.

В Чехии сталь производится по CSN (Czech Technical Standart). Из крупных производителей хотелось бы отметить Vitkovice a.s – это акционерное общество, которое располагается в Витковице. Металлургический завод производит чугун, сталь, металлопрокат, а также бытовые стальные и чугунные трубы. Некоторые товары остаются только в Чехии, но некоторые идут и на импорт. Технология производства отличается только использованием чугуна и конверторной стали. Внепечная обработка не имеет принципиальных отличий от отечественной. На другом крупном предприятии компании Nova Hut с производственной мощностью около 3 млн. стали в год используется технологическая схема производства электростали с применением оборотного лома. Сталеплавильный цех имеет 3 электропечи с бадьевой загрузкой. Далее схема имеет также внепечную обработку на агрегате печь-ковш и разливку на машине непрерывного литья заготовок. Все особенности производства данной марки не отличаются от отечественных.

Вывод раздела 4

Сталь 30ХГСА – малоиспользуемая сталь за рубежом

## 5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

Переработка и утилизация шлаков сталеплавильного производства, в том числе отвальных, остается актуальной задачей для отечественной металлургии. Особенно остро проблема стоит на передельных заводах типа ОАО «Златоустовский металлургический завод» ввиду сложности состава образующихся соединений и отсутствия достаточно простых и эффективных технологий их переработки. Согласно проведенной оценке, из 5 млн. т шлаковых отвалов ОАО «ЗМЗ» 61% приходится на сталеплавильные шлаки, 19% составляет металлический материал, 12% – лом огнеупоров, остальное – мусор.

Наибольший интерес представляет решение вопроса рационального использования сталеплавильных шлаков. Основные направления пути их переработки известны – это строительная индустрия (в том числе получение вяжущих для низких сортов цемента), извлечение металлов из оксидной составляющей, использование при подсыпке дорог и т.д. Ранее была предложена схема утилизации отвальных шлаков сложного состава, каковыми являются шлаки ОАО «ЗМЗ». Ниже приведен способ использования шлаков.

Согласно проведенному физико-химическому анализу, состав отвального шлака с различных горизонтов в пересчете на простые оксиды изменяется в следующих пределах, мас. %:  $\text{SiO}_2$  17,7 – 26,6;  $\text{CaO}$  21,9 – 47,4;  $\text{MgO}$  6,2 – 18,5;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  4,1 – 9,8;  $\text{MnO}$  2,1 – 5,3;  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  1,7 – 11,3;  $\text{TiO}_2$  0,3 – 1,5;  $\text{V}_2\text{O}_5$  0,1 – 0,3;  $\text{FeO}$  3,7 – 43,9;  $\text{NiO}$  0,1 – 0,4. Фазовый состав шлаков достаточно сложен, в нем на основе рентгенофазового анализа были выделены, в частности, такие соединения, как инсталит  $\text{MgSiO}_3$ , ильменит  $\text{FeTiO}_3$ , авгит  $\text{Ca}(\text{Fe},\text{Mg}) \cdot \text{Si}_2\text{O}_6$ , плагиоклаз (альбит, кальцин)  $(\text{Na},\text{Ca}) \cdot (\text{Si},\text{Al})_4\text{O}_8$ , а также магнетит  $\text{FeFe}_2\text{O}_4$ , фаялит  $(\text{Fe},\text{Mg})_2\text{SiO}_4$ , гематит  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ .

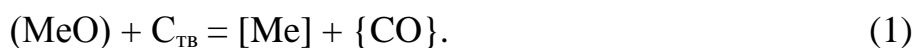
Сопоставление усредненных значений составов шлаков ОАО «ЗМЗ» по семи пробам со средним составом металлургических шлаков, рекомендованных для производства гидравлических вяжущих веществ, показало, что эти шлаки обладают вяжущими свойствами (все шлаки являются основными). Модуль активности  $M_a$  для данных шлаков, характеризующий их гидравлическую активность, изменяется в пределах 0,17 – 0,49, что свидетельствует о большой активности кремнезема, входящего в состав указанных соединений. Это подтверждено и оценкой силикатного (кремнеземного) модуля  $M_c$ , характеризующего отношение оксида кремния к суммарному содержанию оксидов алюминия и железа. В целом следует отметить, что отвальные шлаки по критериям качества относятся к основным, гидравлически активным и могут быть использованы в качестве сырья для производства цемента.

Далее была рассмотрена возможность извлечения из оксидной составляющей отвальных шлаков ряда легирующих элементов, прежде всего таких, как Mn, Cr, V, Ti. Эти элементы входят в состав как магнитных, так и немагнитных соединений, что в целом осложняет их извлечение традиционными способами. В связи с этим было изучено теоретически и на практике твердо- и жидкофазное

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 80   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |

восстановление указанных металлов с получением конечного металлического полупродукта.

Как известно, полнота восстановления легирующих компонентов системы «металл - шлак» зависит от температурных условий протекания процесса, активности компонентов шлакового расплава, количества восстановителя. С использованием положений теории регулярных ионных растворов была оценена активность ряда компонентов шлаковых расплавов: для анализируемых оксидных систем было установлено, что при 1300 – 1600 °С активность оксида марганца MnO меняется в пределах 0,015 – 0,074, активность оксида железа FeO – в пределах 0,22 – 0,66. Применительно, прежде всего, к системе Fe – C – O расчеты показали, что фактические концентрации FeO в шлаках указанного состава превышают равновесные, следовательно, в качестве восстановителя целесообразно выбрать углерод и рассмотреть на практике возможность протекания реакции вида



С использованием методики построения диаграмм состояния поверхности растворимости компонентов в металле (ПРKM) был проведен термодинамический анализ многокомпонентных оксидных систем, моделирующих состав указанных выше сталеплавильных шлаков, для выявления условий устойчивого существования оксидных систем, равновесных как между собой, так и с металлическим расплавом. Было подтверждено, что в области температур выше 1300 °С возможно получение из данных шлаков металлического расплава с использованием в качестве восстановителей как углерода, так и кремния, и алюминия. Однако для шлаков ОАО «ЗМЗ» в качестве восстановителя предпочтительнее использовать углерод, поскольку кремний и алюминий, уже входящие в состав указанных выше сложных соединений, будут сдерживать процессы восстановления металлов, несмотря на более высокое сродство к кислороду алюминия и кремния по сравнению с углеродом.

Опытные плавки по жидкофазному восстановлению обогащенного шлака проводили в печи Таммана, восстановлению подвергали отмагниченную и неотмагниченную части шлака. Шлаки смешивали с молотым коксом в соотношении 10:1, засыпали в графитовый тигель и помещали в рабочее пространство печи. Время нагрева до образования жидкой фазы составляло 20 – 40 мин в зависимости от массы навески и величины нагрева; расплав выдерживали в интервале 1350 – 1500 °С. Время восстановления от плавки к плавке увеличивали на 10 мин. Было проведено 10 плавов. Химический анализ выплавленного металла трех наиболее характерных плавов представлен в приложении 1; зависимость выхода годного металла от времени восстановительного периода показана на рисунке.

Количество металлической фазы составило в среднем 35% массы исходного шлака. Несколько повышенное содержание углерода в полученном металле можно объяснить его частичным переходом в металлический расплав из

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | 81   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР |  |  |  |      |

графитового тигля. По итогам опытных плавов были рассчитаны коэффициенты распределения ряда элементов между металлом и шлаком, например:  $L_{Cr}=5,83$ ;  $L_{Mn}=1,17$ ;  $L_{Ni}=12,37$ ;  $L_{Fe}=14,31$ .

На опытных плавках были изучены кинетические закономерности поведения компонентов в системе «металл - шлак». При аналитическом описании кинетики восстановительного процесса использовано уравнение химической кинетики вида

$$dc_i(\tau)/d\tau = -k_{ni} \exp(-E_{ni}/RT) \prod_{j=1}^m c_j^{n_j}, \quad (2)$$

где  $k_n = [c]^{1-n} \cdot [\tau]^{-1} = const$ ;  $c_i$  – концентрация  $i$ -го компонента, %;  $n$  – порядок реакции по  $j$ -му компоненту;  $E_n$  – энергия активации процесса, Дж/моль;  $R$  – газовая постоянная, Дж/(моль·К);  $T$  – температура металла, К;  $\tau$  – время процесса, мин;  $j = 1, 2, \dots, m$  – число компонентов расплава;  $n = \sum_{j=1}^m n_j$  – порядок реакции.

Температура образующейся металлической фазы сложным образом зависит от ряда факторов, в первом приближении ее можно стабилизировать либо считать линейно зависящей от времени процесса восстановления. В связи с этим уравнение (2) было упрощено, и для расчета скорости изменения концентрации компонентов использовали зависимость

$$dc_i(\tau)/d\tau = -\frac{k_{ni}}{M} c^{n_j}, \quad (3)$$

где  $M$  – масса расплава, кг.

По результатам обработки экспериментальных данных были получены константы скорости процесса восстановления оксидов из шлаковых расплавов:  $k_{FeO} = 0,067$  кг/мин,  $k_{Cr_2O_3} = 0,011$  кг/мин.

На основе термодинамического анализа устойчивости оксидных систем, моделирующих состав отвальных сталеплавильных шлаков в широком температурном интервале, разработана и в лабораторных условиях опробована схема утилизации отвальных шлаков. Такая схема позволяет получать из восстановленных шлаков до 35% низколегированной высокоуглеродистой шихты в виде болванки в условиях реального производства.

Вывод раздела 5

В донном разделе приведен способ использования шлаков

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      |                                    | Лист |
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | 82   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    |      |





заболеваемости, инвалидности, несчастных случаев, смертности от условий труда и т.п.

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

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

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

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

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

## 6.1 Общие требования охраны труда

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

Внеплановый инструктаж проводят:

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

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 шлепперами, передаточными тележками и мостовыми кранами. При эксплуатации этого оборудования возможно травмирование персонала

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 85   |

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. 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;

|             |             |                 |                |             |                                    |             |
|-------------|-------------|-----------------|----------------|-------------|------------------------------------|-------------|
|             |             |                 |                |             | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | <i>Лист</i> |
| <i>Изм.</i> | <i>Лист</i> | <i>№ докум.</i> | <i>Подпись</i> | <i>Дата</i> |                                    | <i>86</i>   |

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

К средствам индивидуальной защиты относятся:

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

### 6.3 Анализ вредных производственных факторов

*Анализ вредных производственных факторов и мероприятия по снижению их воздействия*

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

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

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

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

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

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

Основное коллективное средство защиты от данного вредного производственного фактора – система пылеулавливания и отведения

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 87   |

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

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

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

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

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

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

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

#### 6.4 Производственные травмы на металлургическом предприятии

Основными причинами производственного травматизма на металлургических предприятиях являются:

– отсутствие или несовершенство предохранительной техники и неблагоприятные условия труда (ходовых площадок, переходных мостиков, ограждений, средств личной защиты, сигнализаций, безопасных габаритов, освещения и др.);

– недостатки оборудования и организации производства (отсутствие механизации и автоматизации, применение несоответствующего сырья и материалов, нарушение технологического режима и др.);

– выполнение работ неправильными методами (применение опасных способов работы, пребывание людей в опасных местах, неправильная организация труда и др.);

– неправильные действия работающих (нарушение правил личной предосторожности, опасные ошибочные действия, нарушение правил техники безопасности и др.).

В электросталеплавильном цехе чаще всего несчастные случаи происходят при отборе проб, транспортировке корзины со скрапом, при скачивании шлака и выпуске стали. Только 11 основных технологических операций охватывают 62% общего числа случаев травматизма. Анализ несчастных случаев в разливочном пролете сталеплавильного цеха показал, что 40% случаев травматизма связано с использованием кранов и транспортировке изложниц, слитков и ковшей с жидкими сталями и шлаками.

Расследованию подлежат несчастные случаи, происшедшие с работниками и другими лицами, участвующими в производственной деятельности работодателя (в т. ч. с лицами, подлежащими обязательному социальному страхованию от несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний), при исполнении ими трудовых обязанностей или выполнении какой-либо работы по поручению работодателя (его представителя), а также при осуществлении иных правомерных действий, обусловленных трудовыми отношениями с работодателем либо совершаемых в его интересах (ч. 1 ст. 227 ТК РФ).

К лицам, участвующим в производственной деятельности работодателя, относятся, например, работники и другие лица, получающие образование в соответствии с ученическим договором; обучающиеся, проходящие производственную практику (ч. 2 ст. 227 ТК РФ).

Для расследования несчастного случая, в том числе группового, в результате которого один или несколько пострадавших получили легкие повреждения здоровья, работодатель незамедлительно создает комиссию в составе не менее 3 человек.

В состав комиссии включаются специалист по охране труда или лицо, назначенное ответственным за организацию работы по охране труда приказом (распоряжением) работодателя, представители работодателя, представители профсоюзного органа или иного уполномоченного работниками представительного органа, уполномоченный по охране труда. Комиссию возглавляет работодатель или уполномоченный им представитель.

Состав комиссии утверждается приказом (распоряжением) работодателя. Руководитель, непосредственно отвечающий за безопасность труда на участке (объекте), где произошел несчастный случай, в состав комиссии не включается.

В расследовании несчастного случая у работодателя – физического лица принимают участие указанный работодатель или полномочный его представитель, доверенное лицо пострадавшего, специалист по охране труда, который может привлекаться к расследованию несчастного случая и на договорной основе.

|      |      |          |         |      |                                    |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                                    |  |  |  | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> |  |  |  | 89   |

Каждый пострадавший или уполномоченный им представитель имеет право на личное участие в расследовании несчастного случая на производстве, происшедшего с ним.

Для расследования несчастного случая (в том числе группового), в результате которого один или несколько пострадавших получили тяжелые повреждения здоровья, либо несчастного случая (в том числе группового) со смертельным исходом, в состав комиссии дополнительно включаются государственный инспектор труда, представители органа исполнительной власти субъекта Российской Федерации или органа местного самоуправления (по согласованию), представитель территориального объединения организаций профессиональных союзов.

При расследовании несчастных случаев с застрахованными в состав комиссии также включаются представители исполнительных органов страховщика (по месту регистрации страхователя).

Работодатель образует комиссию и утверждает ее состав во главе с государственным инспектором труда.

По требованию пострадавшего (в случае смерти пострадавшего – его родственников) в расследовании несчастного случая может принимать участие его доверенное лицо. В случае если доверенное лицо не участвует в расследовании, работодатель или уполномоченный им его представитель либо председатель комиссии обязан по требованию доверенного лица ознакомить его с материалами расследования.

При несчастном случае, происшедшем в организации при эксплуатации опасных производственных объектов, подконтрольных территориальному органу федерального органа исполнительной власти, осуществляющего функции по контролю и надзору в сфере промышленной безопасности, состав комиссии утверждается руководителем соответствующего территориального органа. Возглавляет комиссию представитель этого органа.

При крупных авариях с числом погибших 5 человек и более в состав комиссии включаются представители федерального органа исполнительной власти, уполномоченного на проведение государственного надзора и контроля за соблюдением трудового законодательства и иных нормативных правовых актов, содержащих нормы трудового права, и общероссийского объединения профессиональных союзов.

Возглавляет комиссию руководитель государственной инспекции труда – главный государственный инспектор труда соответствующей государственной инспекции труда или его заместитель по охране труда. А при расследовании несчастного случая, происшедшего в организации или на объекте, подконтрольных территориальному органу федерального органа исполнительной власти, осуществляющего функции по контролю и надзору в сфере промышленной безопасности, – руководитель этого территориального органа.

Члены комиссии организуют встречи с пострадавшими, их доверенными лицами и членами семей в целях ознакомления их с результатами расследования, при необходимости вносят предложения по вопросам

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 90   |

оказания им помощи социального характера, разъясняют порядок возмещения вреда, причиненного здоровью пострадавших, и оказывают правовую помощь по решению указанных вопросов.

Расследование несчастного случая (в том числе группового), в результате которого один или несколько пострадавших получили легкие повреждения здоровья, проводится комиссией в течение 3 дней.

Расследование несчастного случая (в том числе группового), в результате которого один или несколько пострадавших получили тяжелые повреждения здоровья, либо несчастного случая (в том числе группового) со смертельным исходом проводится комиссией в течение 15 дней.

Сроки расследования несчастных случаев исчисляются в календарных днях, начиная со дня издания работодателем приказа об образовании комиссии по расследованию несчастного случая.

Несчастный случай на производстве, о котором не было своевременно сообщено работодателю или в результате которого нетрудоспособность у пострадавшего наступила не сразу, расследуется комиссией по заявлению пострадавшего или его доверенного лица в течение 1 месяца со дня поступления указанного заявления.

При необходимости проведения дополнительной проверки обстоятельств несчастного случая, получения соответствующих медицинских и иных заключений сроки могут быть продлены председателем комиссии, но не более чем на 15 дней.

Если завершить расследование несчастного случая в установленные сроки не представляется возможным в связи с необходимостью рассмотрения его обстоятельств в организациях, осуществляющих экспертизу, органах дознания, органах следствия или в суде, то решение о продлении срока расследования несчастного случая принимается по согласованию с этими организациями, органами либо с учетом принятых ими решений.

В случае невозможности завершения расследования в указанный срок в связи с объективными обстоятельствами председатель комиссии обязан своевременно информировать пострадавшего или его доверенных лиц о причинах задержки.

Вывод раздела 6

Проведен анализ опасных и вредных факторов на производстве

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 91   |



## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В работе приведён химический состав и рассмотрены особенности стали марки 30ХГСА. Сделан выбор оборудования для производства данной марки стали и представлено описание оборудования с приведением основных характеристик. Произведён расчёт материального и энергетического баланса плавки, невязка материального баланса составила 0,12 %.

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

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

К основным преимуществам электроплавки следует отнести:

- 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).

|      |      |          |         |      |                                    |      |
|------|------|----------|---------|------|------------------------------------|------|
|      |      |          |         |      | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                                    | 92   |

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

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

|             |             |                 |                |             |                                    |             |
|-------------|-------------|-----------------|----------------|-------------|------------------------------------|-------------|
|             |             |                 |                |             | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | <i>Лист</i> |
| <i>Изм.</i> | <i>Лист</i> | <i>№ докум.</i> | <i>Подпись</i> | <i>Дата</i> |                                    | <i>93</i>   |

22. Альтгаузен А. П. Электротермическое оборудование: Справочник. – М.: Энергия, 2010. – 416 с.
23. Егоров А. В. Расчет мощности и параметров электропечей черной металлургии. – М.: Металлургия, 2010. – 280 с.
24. Самохвалов А. В. Черныш Г. И. Электрические печи черной металлургии.– М.: Металлургия, 2014. – 232 с.
25. Краткий справочник электросталеваара: Справ. издание. – М.: Металлургия, 2014. – 352 с.
26. Казачков Б. А. Расчеты по теории металлургических процессов. – М.: Металлургия, 2018. – 288 с.
27. Лазаренков А. М. Охрана труда на предприятиях металлургического производства. – Мн.: Технопринт, 2012. – 264 с.
28. Злобинский Б. М. Охрана труда в металлургии. – М.: Металлургия, 2015. – 520 с.
29. Бринза В. Н., Зиньковский М. М. Охрана труда в черной металлургии. – М.: Металлургия, 2015. – 336 с.
30. Браун Д. Б. Анализ и разработка систем обеспечения техники безопасности. – М.: Машиностроение, 2019. – 359 с.

|             |             |                 |                |             |                                    |             |
|-------------|-------------|-----------------|----------------|-------------|------------------------------------|-------------|
|             |             |                 |                |             | <i>22.03.02.2020.980.00 ПЗ ВКР</i> | <i>Лист</i> |
| <i>Изм.</i> | <i>Лист</i> | <i>№ докум.</i> | <i>Подпись</i> | <i>Дата</i> |                                    | <i>94</i>   |