

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное автономное образовательное
учреждение высшего образования
«Южно-Уральский государственный университет
(национальный исследовательский университет)»
Институт открытого и дистанционного образования
Кафедра Техники, технологий и строительства

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

Технологические особенности производства хромосодержащих электросталей,
на примере стали 40Х

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ- 22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР

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

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

Автор работы
студент группы ДО-513
_____ Д.А.Пятин
_____ 2020 г.

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

Челябинск 2020

АННОТАЦИЯ

Пятин Д.А. – Технологические особенности производства хромосодержащих электросталей на примере стали 40Х – Челябинск: ЮУрГУ; 2020, 73 листа. 8 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 40Х.

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 разливки.

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

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

					22.03.02.2020.035 ПЗ ВКР		
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			
Разраб.	Пятин				Лит.	Лист	Листов
Провер.	Меденков					6	73
Н. Контр.	Микерина				ЮУрГУ Кафедра ТТС		

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	8
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ	9
1.1 Описание стали 40Х.....	9
1.2 Назначение выплавляемой стали марки 40х.....	10
1.3 Технологическая схема производства стали 40Х.....	11
1.4 Выбор оборудования для выплавки стали марки 40Х	11
Норма	23
1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки стали марки 40Х	31
1.6 Контроль качества продукции.....	32
2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ	34
2.1 Материальный баланс плавки стали 40Х.....	34
2.2 Тепловой баланс	47
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА	54
3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства	54
3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения.....	54
3.3 Заливины	55
4. ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ	57
5. ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА	59
6. ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ	63
6.1 Общие требования охраны труда	65
6.2 Анализ опасных производственных факторов.....	66
6.3 Анализ вредных производственных факторов.....	68
6.4 Кондиционирование воздуха, схема кондиционирования электросталеплавильном цехе	70
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	71
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	72

					22.03.02.2020.035 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

ВВЕДЕНИЕ

Металлургия – область науки, техники и отрасли промышленности, охватывающая процессы получения металлов из руд или других материалов, а также процессы, способствующие улучшению свойств металла и сплавов путем изменения их состава и строения (структуры). При производстве черных металлов в улучшении качества конечной металлопродукции решающее значение имеют процессы, связанные с очищением (рафинированием) металла и осуществляемые в звене сталеплавильного производства.

Металлы и сплавы на их основе обладают целым комплексом очень полезных свойств – способностью к упругим и пластическим деформациям, высокой прочностью, электрической проводимостью, теплопроводностью и некоторыми другими особенностями. Металлы и сплавы являются важнейшими материалами, применяемыми для создания современной техники, причем доминирующее положение занимают железо и сплавы на его основе, доля которых в общей массе мировой металлургической продукции составляет более 90%, во многих странах – 95...97% и более.

Железо в чистом виде в промышленности получают и потребляют в незначительных количествах. Основную массу железа получают и потребляют в виде сплавов – в основном стали и частично чугуна, называемых черными металлами. Доля стали в общем потреблении черных металлов составляет >90%, т. е. сталь является основным видом металла, применяемым для создания современной техники. Сталь является прекрасным конструкционным материалом (имеет высокую прочность и износостойкость, хорошо сохраняет форму в различных изделиях, относительно легко поддается обработке давлением, сварке и т. п.); во-вторых, основной компонент стали – железо является распространенным элементом в земной коре (среди металлов занимает второе место после алюминия), залегает в виде мощных пластов железосодержащих минералов, называемых рудами; в-третьих, железо может быть относительно легко извлечено из руд, в которых обычно находится в виде оксидов [1].

Сталь – это сплав железа с углеродом и другими химическими элементами. В этом сплаве железо является основой (растворителем), а другие элементы – примесями, растворенными в железе. Примеси могут оказывать на свойства стали как положительное, так и отрицательное влияние, поэтому их делят на полезные и вредные. Полезные примеси в основном влияют на свойства кристаллов (зерен), а вредные примеси ухудшают межкристаллические (межзеренные) связи. В сталях большинства марок главной полезной примесью является углерод. Такие стали называют углеродистыми. Содержание углерода в углеродистых сталях чаще всего составляет 0,05...0,50%, но может достигать > 1% (теоретически до 2,14%). В углеродистых сталях в качестве полезной примеси также могут содержаться марганец (0,3...0,6%) и кремний (0,15...0,3%). Содержание вредных примесей, которыми обычно являются сера, фосфор, кислород и азот, ограничивают сотыми и тысячными долями процента.

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		8

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Описание стали 40Х

Среди всех разных материалов, которые применяются в машиностроительной, строительной и других областях, наибольшее распространение получила сталь. Сталь производится в самых различных вариантах исполнения, эксплуатационные качества в большей части зависят от химического состава. Легирование позволяет придать материалу требуемые эксплуатационные качества. Например, такое содержание хрома повышает коррозионную стойкость. Сталь 40Х имеет довольно высокое распространение. Данная марка слабо выдерживает воздействие влаги и различных химических веществ, благодаря своей легированной структуре. Также возможно улучшение характеристик после проведения термической обработки, но ее проводят, учитывая различные особенности.

Химический состав стали 40Х определяется ГОСТ 4543-2016 и указан в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав стали 40Х, согласно ГОСТ 4543-2016, (в %)

Химический элемент	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
Содержание	0,36 – 0,44	0,17 – 0,37	0,5 – 0,8	\leq 0,035	\leq 0,035	\leq 0,8 – 1,1	\leq 0,25	\leq 0,25

Сталь марки 40Х обладает высокой прочностью и твердостью, структура выдерживает высокую нагрузку и во время эксплуатации не подвергается разрушению. Данная марка стали характеризуется следующими качествами:

- высокая коррозионная стойкость, благодаря включению в состав хрома;
- высокие прочностные показатели. Показатель твердости соответствует значению 154 НВ;

- плотность стали составляет 7820 кг/м³.

Также сталь 40Х обладает следующими недостатками:

- отпускная хрупкость. После закалки структура становится восприимчивой к ударной нагрузке;

- высокая склонность к образованию флокенов (внутренних трещин в стальных поковках и прокатной продукции);

- плохая свариваемость. Процесс упрощается за счет предварительного нагрева структуры.

В большинстве случаев термическая обработка позволяет повысить эксплуатационные качества стали. Закалка стали 40X проводится в масляной среде. Это позволяет улучшить качество поверхностного слоя структуры. Обязательно производится отпуск, который снижает внутренние напряжения. Отпуск проводится в масле или на воздухе. Термообработка данной марки производится в зависимости от нагрузок, на которые рассчитаны изготавливаемые изделия. Закалка ведется при температуре 860 °С. Часовой интервал составляет 4 часа. Отпуск на воздухе производят при температуре 200 °С. При применении масляной ванны температуру повышают до 500 °С. В некоторых случаях проводят нормализацию стали 40X. При правильном выполнении всех условий термической обработки твердость после закалки составляет 249 НВ. При этом внутренние напряжения снижаются, за счет этого продлевается срок эксплуатации изделий.

1.2 Назначение выплавляемой стали марки 40x

По степени свариваемости сталь марки 40X относится к 4 группе. Сварочный шов может являться причиной образования трещин. Для производства сварочных работ данный материал предварительно необходимо разогреть, что позволяет избежать ряд проблем в процессе дальнейшей эксплуатации. Также перед выполнением дуговой сварки следует произвести подготовку кромок. Если применяется контактно-точечная сварка, данному материалу необходима термообработка. Широкое распространение данной марки стали определены другими ее свойствами. Для дальнейшего использования в производстве организована поставка следующего вида заготовки:

- лист (ГОСТ 4543-2016). Листовой металл широко распространен при холодной или горячей штамповке. Также листы 40X применяются при обшивке каркасных конструкций;

- 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.

После термообработки сталь 40X применяется для изготовления насадок, разверток и корпусов метчиков. Также используется для получения различных ответственных конструкций: осей, валов, зубчатых колес, болтов и плунжеров. Данная марка стали эксплуатируется на открытом воздухе и при низкой температуре, к примеру, элементы мостов и железнодорожных конструкций.

Сталь 40X довольно сложна в производстве, за счет этого существенно повышается ее себестоимость. Поэтому, легированный сплав применяется при изготовлении ответственных различных изделий, которые обладают исключительной прочностью. Поверхность характеризуется достаточно высокой устойчивостью к коррозии.

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		10

1.3 Технологическая схема производства стали 40Х

Большинство различных марок стали и сталь 40Х производятся по следующей технологической схеме рисунок 1

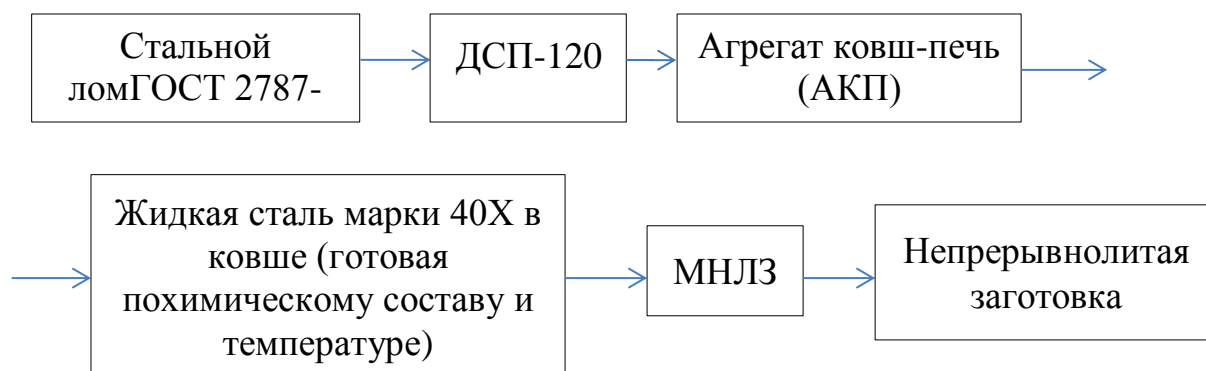


Рисунок 1 – Технологическая схема

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 40Х и, как следствие, снижению полученной прибыли.

1.4 Выбор оборудования для выплавки стали марки 40Х

Дуговая сталеплавильная печь

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

На рисунке 2 показан общий вид такой печи.

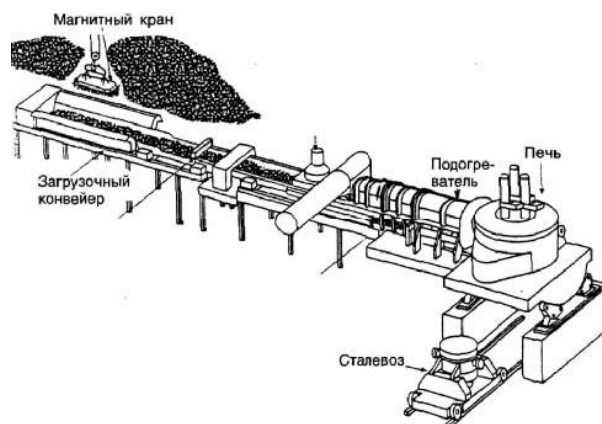


Рисунок 2 – Общий вид печи с Consteel

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

Кожух имеет каркасную конструкцию из водоохлаждаемых стеновых панелей. В этой конструкции равномерно по периметру расположенные стойки скрепляют кольцевые жесткости, верхние из которых используются в качестве подводящего и отводящего воду коллекторов. Стойки и кольцевые жесткости выполнены из труб [2]. Панели располагают между стойками и таким образом с внешней стороны панелей имеется доступ для их осмотра.

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

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

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		12

переходят в обратном направлении – из футеровки подины и откосов в металл и шлак.

Восстановительная среда после выпуска плавки снова меняется и становится окислительной.

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

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

Температурные условия работы внутренней поверхности стен особенно тяжелы, так как в отдельные периоды плавки температура некоторых участков стен может превысить огнеупорность материала, а при открывании рабочего пространства и загрузке шихты стены быстро охлаждаются. Скорость изменения температуры внутренней поверхности стен может достигать, как уже отмечалось, 1000 °С/ч, что создает значительные термические напряжения в футеровке. В связи с этим внутренний слой футеровки должен быть выполнен так, чтобы ему были свойственны высокая огнеупорность и термостойкость, низкий коэффициент теплового расширения и высокий коэффициент температуропроводности, а для получения большого теплового сопротивления футеровка стен печи должна быть хорошо теплоизолированной с внешней стороны. В особо тяжелых температурных условиях работает нижний пояс футеровки стен шириной 300 – 400 мм, находящийся под прямым излучением дуг переменного тока и воспринимающий нагрузку от верхних слоев кладки стен. Поэтому нижнюю часть стен следует выполнять из особо огнеупорных материалов, или в крайнем случае, делать ее достаточно большой толщины.

Свод является наименее долговечной частью футеровки дуговых печей. Как и футеровка стен, свод испытывает значительные температурные колебания. По ходу плавки свод может прямо воспринимать излучение выдуваемых из-под электродов дуг, а также поглощать отражаемое шлаком и футеровкой печи излучение. В результате температура свода, особенно его центральной части,

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		13

может превысить огнеупорность материала, и свод может подплавляться. Особенно часто подплавление свода происходит при работе с очень жидкими шлаками, обладающими большой отражательной способностью. При открывании рабочего пространства и отвороте сводового кольца его излучение воспринимается холодными элементами конструкции печи, и свод быстро остывает.

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

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

В частности, ванна электропечи имеет комбинированную футеровку из периклазовых и периклазоуглеродистых кирпичей и периклазовой набивной массы, выпускное отверстие электропечи – специальные периклазовые огнеупоры, а огнеупорная часть свода электропечи выполняется из муллитовых (высокоглиноземистых) огнеупоров.

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

Для открытия отверстия донного выпуска, когда сталеразливочный ковш устанавливается под печью в положении приема металла, включается гидроцилиндр и запорная пластина отводится в сторону, порошок высыпается, при выпуске электропечь наклоняется в сторону выпуска и струя металла поступает в ковш. После наполнения ковша до необходимого уровня печь наклоняется в сторону рабочего окна, выпуск металла прекращается. При этом в печи остается жидкий остаток металла, так называемое «болото» (обычно

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		14

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 настыли на концевой втулке и подает сигнал к закрытию отверстия. Запорная пластина перекрывает выпускное отверстие, уплотняется зазор между запорной пластиной и концевой втулкой, выпускное отверстие заполняется дунитовым порошком и печь готова к следующей плавке.

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

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

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

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

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

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

Люлька (наклоняющаяся платформа) служит для размещения днища печи. Основные элементы люльки – два опорных сегмента и поперечные балки. На

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		15

опорных поверхностях сегментов располагают шипы, которые при перекачивании люльки входят в отверстия на фундаментной балке.

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

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

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

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

Используются следующие средства интенсификации плавки:

- газообразный кислород;
- применение ГКГ (газокислородных горелок);
- инжестирование углеродсодержащих материалов в ванну печи.

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

В случае недостаточной пенистости шлака или чрезмерной подачи лома необходимо: сократить интенсивность подачи лома; увеличить мощность; увеличить объем шлака путем добавления УСМ (образование пены). Ввиду низкого уровня металла в печи на этом этапе, а также с целью получения заданного химического состава шлака, вместе с ломом добавляют известь, доломит и УСМ.

Кислород используют для формирования пенистого шлака. Пенистый шлак сохраняют для обеспечения защиты водоохлаждаемых панелей и огнеупорной футеровки, сокращения расхода электроэнергии и времени работы под током. Кислород и УСМ используют с начала плавки для получения химической энергии посредством окисления углерода и производства достаточного объема печного газа для формирования пенистого шлака с целью обеспечения защиты дуги и боковых стен, а также для сокращения времени работы под током

Кислород подают при помощи кислородных модулей. Во время данного этапа процесса плавления интенсивность подачи лома и других железосодержащих материалов, известь определяется сталеваром для получения температуры ванны

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		16

примерно 1560 °С. После отработки 20 – 25 МВт/ч производят отбор пробы металла для определения массовых долей углерода, марганца, фосфора, серы, хрома, никеля и меди, пробы шлака для определения массовых долей CaO, SiO₂, FeO, MnO, MgO и измерение температуры металла.

Пробы шлака отбирают намораживанием на кислородную трубку. Основность шлака (CaO/ SiO₂) , должна составлять 1,7 – 2,5. Пробу металла отбирают с помощью специального пробоотборника. Если проба металла из-за неудовлетворительного качества (проба в раковинах) бракуется, то производят повторный ее отбор. Результаты химического анализа пробы металла и шлака фиксируются в паспорте плавки сталеваром.

Контроль массовой доли углерода в металле производят по результатам химического анализа пробы металла. Для защиты футеровки печи от теплового излучения электрических дуг и увеличения объема полезной мощности трансформатора, а также предотвращения насыщения стали азотом, на протяжении всей плавки запрещается допускать оголение дуг.

Шлак должен находиться во вспененном состоянии, для чего в процессе шлакообразования в печь сверху присаживают сначала коксовую мелочь массой от 300 до 600 кг (при наличии нерасплавленной шихты в районе инжекторов для УСМ) с последующим вдуванием углеродсодержащего материала от 800 до 1200 кг.

При неисправной установке для вдувания УСМ разрешается в печь вводить через свод коксовую мелочь массой от 800 до 1000 кг порциями массой от 20 до 60 кг. Допускается вдувание УСМ проводить через три устройства. В процессе продувки кислородом вспененный шлак удаляют из печи самотёком, не допуская схода металла и оголения дуг. Основность шлака в печи должна быть от 1,8 до 2,2. Известь вводят в печь равномерно в процессе окисления и нагрева металла порциями по 200–300 кг.

Для предотвращения повышенного износа футеровки печи массовая доля оксида магния (MgO) в шлаке должна быть от 5,0 до 9,0 %, для чего в печь после спуска шлака вводят доломит массой 700–800 кг порциями по 200–300 кг. Содержание оксида магния (MgO) в шлаке корректируется в зависимости от основности шлака и содержания в нем FeO. Продолжительность от последнего измерения температуры до начала выпуска плавки должна быть не более 3 минут. Температура металла перед выпуском плавки должна быть не менее 1620 °С.

В процессе наведения рафинировочного шлака отбирают 2–3 пробы шлака. Последнюю пробу шлака отбирают перед выпуском, намораживанием на кислородную трубку. В пробе не должно быть посторонних примесей. При отправке пробы по пневмопочте сообщают лаборанту номер плавки и номер пробы.

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

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		17

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

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

Агрегат ковш-печь

Обычно агрегат ковш-печь включает в себя следующие элементы:

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

На рисунке 3 показан агрегат ковш-печь

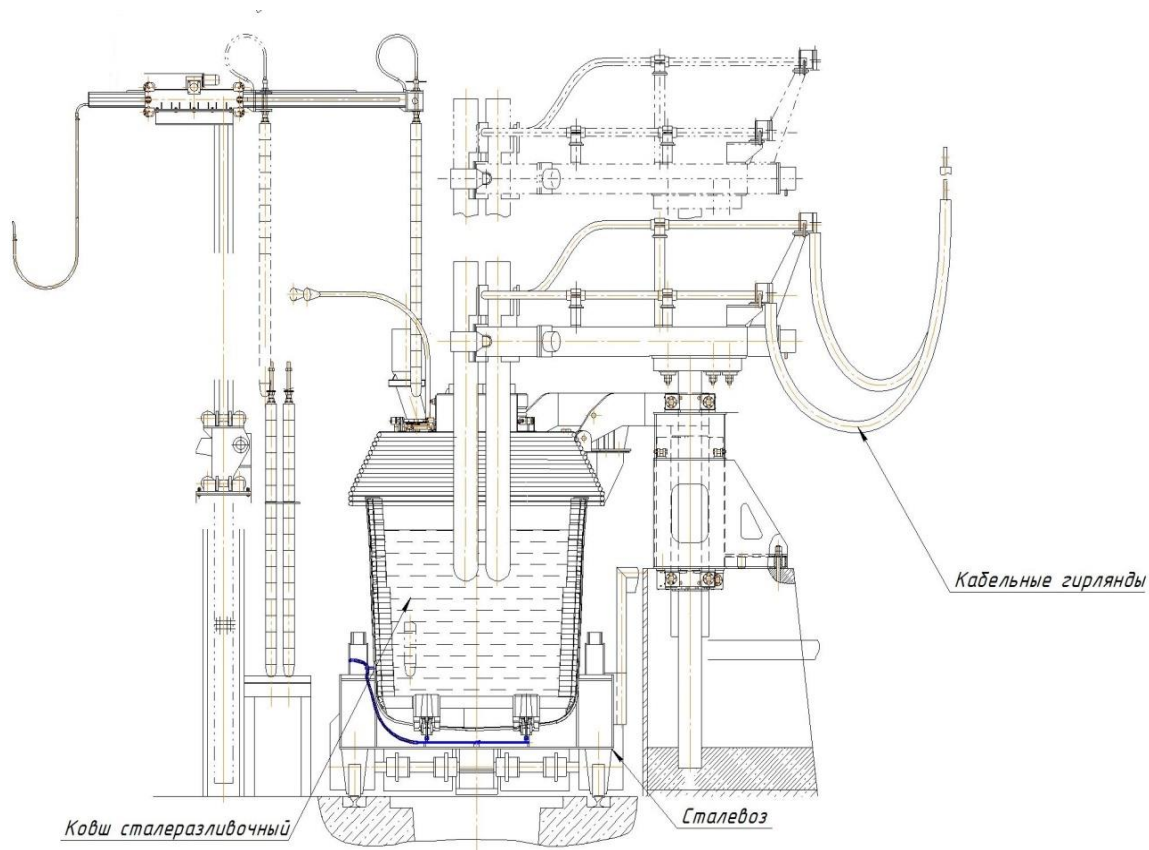


Рисунок 3 – Агрегат ковш-печь

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

Перемещение ковша со сталью в позицию обработки осуществляется сталевозом; в последнем случае крышка ковша с находящимся на ней оборудованием выполняется подвижной в горизонтальном направлении, т.е. устанавливается на тележке или на поворотном кронштейне.

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

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

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР

Лист

19

что позволяет уменьшить мощность привода перемещения электрода. Для ковша вместимостью 120 т диаметр электродов используется 400 мм.

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

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

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

На агрегате печь-ковш используется продувка инертными газами.

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

- для выравнивания, установления точных значений и корректировки температуры металла;
- для ускорения расплавления и равномерного распределения в объеме ковша легирующих и раскислителей;
- для выравнивания и точной корректировки химического состава стали;
- для более полного удаления из стали кислорода, неметаллических включений и повышения степени чистоты стали;
- для некоторого уменьшения концентрации водорода и азота в металле.

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

Для перемешивания стали, выравнивания и корректировки температуры и состава металла в объеме ковша, а также для ускорения расплавления и равномерного распределения легирующих и раскислителей не требуются большой расход газа, длительная продувка и сложные устройства для введения инертного газа в расплав. В нашем случае используется продувка через пористую пробку в днище ковша. В таком случае обеспечивается более

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		20

равномерное распределение пузырьков аргона в объеме металла и имеется возможность регулировать размеры пузырьков, что особенно важно при решении сложнейших задач: уменьшения содержания кислорода, водорода, азота и неметаллических включений в обрабатываемой стали.

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

Неметаллические продукты раскисления (оксидные включения), а также прочные нитридные включения при продувке стали в ковше инертным газом быстрее удаляются из металла в основном за счет ускорения доставки их на поверхность раздела металл-ассимилирующая фаза (шлак), существенного увеличения этой поверхности в результате перемешивания и флотации включений всплывающими на поверхность расплава пузырьками инертного газа. Поэтому для лучшего рафинирования стали от кислорода и неметаллических включений обеспечивается получение при продувке большого количества возможно более мелких пузырьков аргона и как можно равномернее распределить их в объеме ковша, т. е. ведут продувку с небольшой интенсивностью через две пористые пробки в днище ковша. Для глубокого рафинирования стали от кислорода и неметаллических включений приходится увеличивать расход инертного газа (до 0,5...0,6 м³/т) и длительность обработки металла. При продувке аргоном лучше всего удаляются из стали включения глинозема (Al₂O₃) и сложные включения с высоким содержанием Al₂O₃, т. е. продукты раскисления металла алюминием. Следует отметить, что обязательным условием эффективного рафинирования стали от кислорода и неметаллических включений является наличие на поверхности металла в ковше покровного шлака с необходимыми физико-химическими свойствами: низким содержанием оксидов железа, небольшой вязкостью, основностью не ниже 2,0. Применяют шлаки системы CaO–CaF₂–SiO₂ или CaO–Al₂O₃ (реже), что обеспечивает также дополнительное рафинирование металла от серы. Для уменьшения потерь тепла и вероятности окисления шлака кислородом атмосферы ковш накрывают теплоизолирующей смесью или специальной крышкой. При продувке аргоном в ковше нераскисленного металла возможно протекание углеродного раскисления стали, так как парциальное давление СО в пузырьках аргона равно нулю и при контакте с ними расплава равновесие реакции окисления углерода смещается в сторону образования СО. Но эффективность такого раскисления при продувке инертным газом ниже, чем при обработке вакуумом и особенно при продувке металла аргоном в вакууме. Поэтому продувка аргоном в ковше нераскисленного металла применяется крайне редко, так как это может отрицательно сказаться на стойкости футеровки сталеразливочного ковша.

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		21

Дегазация металла при продувке его в ковше аргоном возможна главным образом за счет перехода газов из раствора (десорбции) в готовые газовые пузырьки аргона, где первоначально $p_{H_2} = 0$ или $p_{N_2} = 0$, и всплывания вместе с ними из металла. Для этого необходимо в процессе длительной продувки получить мелкие пузырьки аргона и равномерно рассредоточить их в объеме металла, т. е. осуществлять длительную обработку с малой интенсивностью продувки (при расходе аргона до 2 м^3 на 1 т стали). Но и в таком случае не удается понизить содержание водорода до порога флокеночувствительности (0,0002 %), обычно содержание водорода в стали даже после длительной продувки аргоном не опускается ниже 0,0003 %. Содержание азота, скорость перемещения которого в металле намного меньше, чем у водорода, при обычной по длительности кратковременной продувке металла аргоном почти не снижается.

На прирост содержания азота в металле при продувке азотом и одинаковом его расходе могут повлиять: интенсивность продувки (длительность продувки), тип применяемых продувочных устройств, наличие поверхностно-активных элементов (серы и кислорода) на поверхности раздела металл-пузырек азота, температура металла, чем и вызвана противоречивость данных об изменении содержания азота в металле. В общем случае можно утверждать, что кратковременная интенсивная продувка азотом (при больших размерах пузырьков) незначительно влияет на изменение содержания азота в стали, длительная с малой интенсивностью продувка может привести к более заметному повышению концентрации азота.

Потери тепла при продувке металла инертным газом достаточно велики и требуют дополнительного подогрева металла.

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

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		22

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

Исходя из выше перечисленного, ниже приводятся общие характеристики выбранного агрегата в таблице 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 ⁺³⁸ ₋₁₉
Диаметр графитированных электродов, мм	400	400 ^{+2,5} _{-1,5}
Диаметр распада электродов, мм	700	700±5
Ход электрода, мм	2500	2500 ₋₂₀
Скорость перемещения трех электродов одновременно вверх, мм/с	80	–
Скорость нагрева металла, °С/мин	4– 5	–
Расход охлаждающей воды, м ³ /ч		
– на свод	170	–
– на вторичный токопровод	70	–
Расход аргона на продувку металла, м ³ /ч	7 – 30	30
Расход азота на газодинамические уплотнители, нм ³ /ч	2000	2400
Давление аргона на продувку, МПа	0,7	1,7
Масса агрегата ковш-печь, кг	169000	–

Машина непрерывного литья заготовок

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

Современная МНЛЗ представляет собой сложный комплекс технологического оборудования и состоит из: сталеразливочного станда, 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].

Машина непрерывного литья заготовок представлена на рисунке 5.

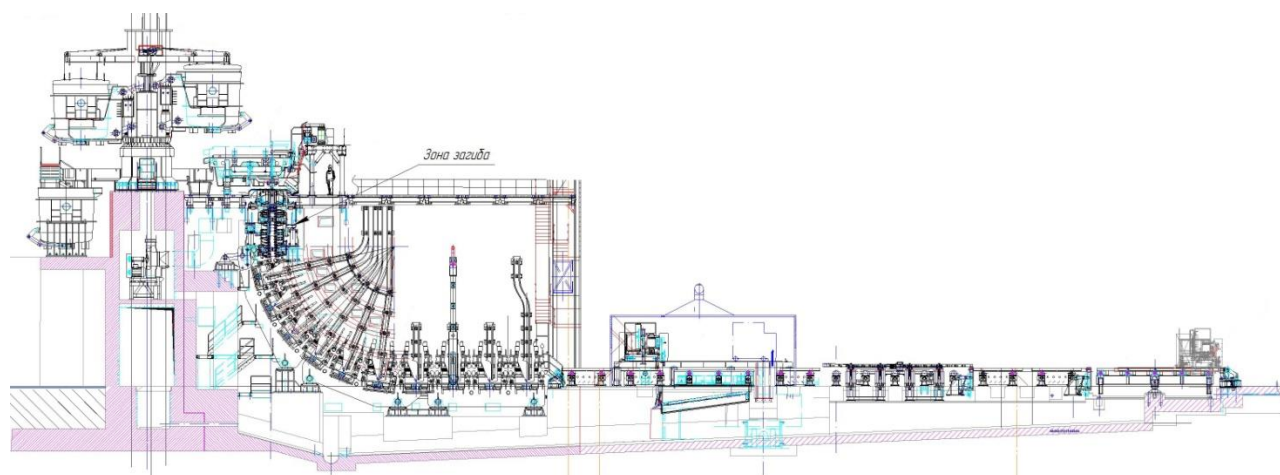


Рисунок 5 – Машина непрерывного литья заготовок

Сталеразливочный стэнд 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.

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		24

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

Подъёмно-поворотный стенд крепится на колонне, закреплённой на индивидуальном фундаменте. Это необходимо для того, чтобы предотвратить воздействие любых внешних вибраций на работу стендового оборудования. Стенд поворачивается вокруг колонны со скоростью 1 об/мин при помощи электропривода, состоящего из двух электродвигателей. При этом один двигатель является рабочим, а другой – резервным. Кроме того, имеется запасной привод поворота 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 повернутыми относительно подвески крана.

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

Для осуществления разливки методом “плавка на плавку” работа МНЛЗ с использованием поворотного 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

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		25

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 удлинённые погружные стаканы и далее в кристаллизатор. Поверхность жидкого металла в промежуточном ковше и в кристаллизаторах закрыта покровным шлаком. Поэтому на всём пути от сталеразливочного ковша до кристаллизатора металл не контактирует с атмосферным воздухом для предотвращения вторичного окисления, поступления азота и тепловых потерь.

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

От вместимости ковша напрямую зависит глубина ванны жидкого металла в нём. Как правило, чем вместимее промежуточный ковш, тем больше глубина его заполнения. Этот параметр существенным образом влияет на организацию струи истекающего из промежуточного ковша металла, попадание шлака в кристаллизаторы и время всплывания неметаллических включений. Из опыта эксплуатации МНЛЗ и результатов моделирования известно, что наилучшая

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		26

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].

Кристаллизатор должен обеспечивать формирование требуемой конфигурации поперечного сечения отливаемой заготовки.

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

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

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

- иметь высокую теплопроводность;
- иметь высокую износостойчивость;
- сохранять стабильность механических свойств при высоких температурах;
- иметь низкую смачиваемость жидкой сталью;

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		27

- 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 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

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		28

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;
- 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.

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

На радиальной МНЛЗ металл должен затвердеть к моменту разгибания заготовки в тянуще-правильном устройстве. Таким образом, протяжённость ЗВО

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		29

обычно равна длине одной четвертой части дуги с базовым радиусом машины, то есть величине $R/2$.

На криволинейных МНЛЗ зона вторичного охлаждения имеет наибольшую протяжённость. Этому способствует то, что процесс затвердевания металла должен закончиться к моменту входа заготовки в устройство для разделения заготовки на мерные длины. Выпрямление заготовки с ещё жидкой сердцевиной производится постепенно на криволинейном участке ЗВО.

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 ширина, мм минимальная длина, мм	170 – 250 800 – 1700 4600
Скорость разливки	0,85 – 1,64 м/мин – для сляба толщиной 170 мм 0,6 – 1,00 м/мин – для сляба толщиной 250 мм
Емкость сталеразливочного ковша, т	120
Вес плавки, т	118
Цикл разливки, мин	55 – 65
Емкость промежуточного ковша, т	26 – 31
Кристаллизатор	прямой с изменением ширины и толщины
Механизм качания	гидравлический с сервоклапанами
Тип машины	радиальная с вертикальным участком
Резка заготовки	автоматическим агрегатом с газовым резаком

1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки стали марки 40Х

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, чугуна, железо прямого восстановления (металлизованное 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

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		31

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

Общие требования к ферросплавам заключаются в следующем.

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

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

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

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

1.6 Контроль качества продукции

Контроль химического состава и температуры металла в ДСП.

При подготовке шихты контролируется:

- загрязнённость шихты цветными металлами;
- габариты шихты;
- химический состав металла;
- содержание CaO, CO₂, H₂O;
- количество содержания углерода и т.д.

При плавке в ДСП-120 контролируется:

- расход электроэнергии, кВт час/т;
- химический состав металла (отбор проб металла производят

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		32

пробоотборниками марок SAE 1200/900, SAE 1200/900 P6 или ПМ-39, ПН-10-900):

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

– вес ковша со сталью (тонн) и т.д.

При процессе обработки полупродукта в АКП-100 контролируется:

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

При разливке на МНЛЗ контролируется:

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

Контроль сляба:

- геометрические размеры;
- поверхностные дефекты.

Выводы по первому разделу

В данном разделе подробно описана сталь марки 40Х, ее применение и назначение. Также приведена технологическая схема производства данной стали. Сделан выбор оборудования согласно технологической схемы с приведением описания каждого агрегата. Подобраны сырье и материалы для производства. Описаны способы контроля за продукцией.

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		33

2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

2.1 Материальный баланс плавки стали 40Х

Рассмотрим технологию выплавки стали 40Х в дуговой печи с последующей обработкой в ковше-печи. Доводка стали в ковше-печи освобождает от необходимости жестко контролировать содержание серы в металле по ходу плавки в ДСП. Исходными данными требования к данной марке стали. Состав стали 40Х согласно ГОСТ 4543-2016 приведен в таблице 5.

Таблица 5 – Химический состав стали 40, масс. %

Химический элемент	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu
Содержание	0,36–0,44	0,17–0,37	0,5–0,8	≤ 0,035	≤ 0,035	0,8–1,1	≤ 0,25	≤ 0,25

Расчет ведем на 100 кг металлошихты.

В качестве шихты используем собственные отходы 3А, а также отходы стали марки 3Б, согласно ГОСТ 2787-75. Исходя из этого, зададим в шихту 70 кг отходов лома 3А и 30 кг отходов лома 3Б. Данные о фактическом химическом составе используемых материалов приведены в таблицах 6 и 7.

Таблица 6 – Химический состав металлической части шихты, масс. %

Материал	C	Si	Mn	Cr	P	S	Fe
3А	0,20	0,20	0,50	0,20	0,03	0,03	98,84
3Б	0,67	0,25	0,95	0,20	0,02	0,02	97,89

Таблица 7 – Хим. состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, %

Материал	CaO	SiO ₂	MgO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	P	S	п.п.п.
Глинозем	–	0,1	–	–	99,2	0,05	–	–	0,6
Известь	79,0	9,3	2,0	–	0,8	1,2	–	–	8,7
Периклазо-углерод	–	1,2	86,0 – 95,0	–	0,5	0,2	Углерод 6,0–15,0		–

С учетом массы компонентов и их химического состава определим массу элементов, вносимых каждым компонентом шихты, и представим результаты также в виде таблице 8.

Таблица 8 – Масса элементов, вносимых шихтовыми материалами, кг

Компонент шихты	C	Si	Mn	Cr	P	S	Fe	Всего
3А	0,140	0,140	0,350	0,140	0,021	0,021	69,188	70,00
3Б	0,201	0,075	0,285	0,060	0,006	0,006	29,367	30,00
Всего	0,341	0,215	0,635	0,200	0,027	0,027	98,555	100,00

Кроме металлической части шихты, в завалку сверху добавляют известь. Для наведения шлака в завалку на 1 т металлошихты обычно дают 15...30 кг извести.

Плавка в дуговой сталеплавильной печи.

Период плавления.

В период плавления происходит расплавление металлошихты, сопровождающееся окислением химических элементов, которые в виде оксидов переходят в шлак. Помимо продуктов окисления шлак периода плавления образуется из вносимой в завалку извести и материала футеровки печи, попадающего в шлак в результате разрушения футерованной части печи[21].

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

Кремний. К окончанию периода весь кремний окисляется до SiO_2 . Количество окислившегося кремния $0,215 \cdot 1 = 0,215$ кг. На окисление этого количества кремния потребуется $0,215 \cdot 32/28 = 0,246$ кг кислорода. При этом в шлак будет внесено $0,215 \cdot 60/28 = 0,461$ кг SiO_2 .

Марганец. В период плавления до MnO окислится 35 % от вносимого шихтой марганца, т.е. $0,635 \cdot 0,35 = 0,222$ кг. На его окисление потребуется $0,222 \cdot 16/55 = 0,065$ кг кислорода. При этом в шлак будет внесено $0,222 \cdot 71/55 = 0,287$ кг MnO .

Хром. При современной технологии плавки хром окисляется незначительно. Учитывая относительно невысокое содержание хрома в шихте, в период плавления до Cr_2O_3 окислится около 5 % от вносимого шихтой хрома, т.е. $0,200 \cdot 0,05 = 0,010$ кг. На его окисление потребуется $0,010 \cdot 48/104 = 0,005$ кг кислорода. При этом в шлак будет внесено $0,010 \cdot 152/104 = 0,015$ кг Cr_2O_3 .

Железо. В период плавления окислится 0,4 % от вносимого шихтой железа, т.е. $98,555 \cdot 0,004 = 0,394$ кг. Из них половина окислившегося железа уносится с пылью в виде Fe_2O_3 . На окисление этого количества железа потребуется $0,394 \cdot 0,5 \cdot 48/112 = 0,084$ кг кислорода. При этом образуется $0,394 \cdot 0,5 \cdot 112/160 =$

= 0,138 кг Fe₂O₃. В шлак будет внесено $0,394 \cdot 0,5 \cdot 72/56 = 0,253$ кг FeO. На его образование требуется $0,394 \cdot 0,5 \cdot 16/56 = 0,056$ кг кислорода.

Фосфор. В период плавания в шлак из металла переходит 30 % фосфора в виде P₂O₅. Окислится $0,027 \cdot 0,3 = 0,008$ кг фосфора, на что потребуется $0,008 \cdot 80/62 = 0,010$ кислорода. При этом в шлак будет внесено $0,008 \cdot 142/62 = 0,019$ кг P₂O₅.

В период плавания углерод не окисляется, сера из металла не удаляется.

Учтем, что в завалку вместе с металлошихтой вводили известь в количестве около 2 % от массы завалки или 2 кг на 100 кг шихты. С учетом получения необходимой основности скорректируем это значение до 1,7 кг. С известью вносится в шлак, кг:

$$\text{CaO: } 0,780 \cdot 1,7 = 1,326 \text{ кг;}$$

$$\text{MgO: } 0,020 \cdot 1,7 = 0,034 \text{ кг;}$$

$$\text{SiO}_2: 0,093 \cdot 1,7 = 0,158 \text{ кг;}$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3: 0,008 \cdot 1,7 = 0,014 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3: 0,012 \cdot 1,7 = 0,020 \text{ кг или в пересчете на FeO } 0,020 \cdot 112/160 \cdot 72/56 = 0,018.$$

Вследствие потерь при прокаливании из извести удалится в атмосферу $0,087 \cdot 1,7 = 0,148$ кг CO₂.

Во время работы печи происходит износ футерованной части подины и свода, продукты износа в виде соответствующих оксидов переходят в шлак. Печь имеет периклазоуглеродистую набивную подину, водоохлаждаемые стены и свод, расход периклазоуглеродистых огнеупоров около 3 кг/т (или 0,3 кг на 100 кг металлошихты[22]).

По результатам выполненных расчетов определяем состав и количество шлака в конце периода плавания (таблице 9). Отдельно составляем баланс металла за этот период (таблице 10).

Таблица 9 – Количество и состав печного шлака периода плавания

Источник	SiO ₂	CaO	MnO	FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	Σ
Известь	0,158	1,326	–	0,018	–	0,014	0,034	–	1,550
Футеровка	0,004	–	–	–	–	–	0,276	–	0,280
Продукты окисления	0,461	–	0,287	0,253	0,015	–	–	0,019	1,034
Всего, кг	0,622	1,326	0,287	0,272	0,015	0,014	0,310	0,019	2,864
Всего, %	21,733	46,301	10,018	9,490	0,510	0,475	10,825	0,648	100

При составлении баланса металла учтем, что в процессе плавки происходит науглероживание металла в результате износа графитированных электродов.

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		36

Расход электродов на плавку в современных печах составляет 1,7...2,5 кг/т стали. В ДСП расход электродов 2 кг/т или 0,2 кг на 100 кг шихты и усвоение углерода ванной 75 %. С учетом того, что продолжительность периода плавления составляет 2/3 общего времени плавки, в металл дополнительно перейдет $0,2 \cdot 0,75 \cdot 2/3 = 0,100$ кг углерода и выделится $0,2 \cdot 0,25 \cdot 28/12 \cdot 2/3 = 0,078$ кг СО. На это потребуется $0,2 \cdot 0,25 \cdot 2/3 \cdot 16/12 = 0,044$ кг O₂.

Таблица 10 – Баланс составляющих металла за период плавления

Элемент	Поступило с шихтой	Перешло в шлак	Содержится в металле	
			кг	%
C	0,341	–	0,441	0,444
Si	0,215	0,215	0	0,000
Mn	0,635	0,222	0,413	0,416
Cr	0,200	0,010	0,190	0,191
S	0,027	–	0,027	0,027
P	0,027	0,008	0,019	0,019
Fe	98,555	0,197	98,161*	98,902
Σ	100	0,652	99,250	100

*С учетом потерь с пылью.

Основность полученного шлака, выраженная через отношение $\%CaO/\%SiO_2=2,13$. Это удовлетворяет требованиям к шлаку в период плавления.

Период окисления.

Сразу после окисления жидкого шлака его начинают вспенивать, и по мере наполнения ванны печи жидким металлом часть шлака через рабочее окно самотеком покидает рабочее пространство печи. С ним удаляется значительная часть фосфора. Потери шлака в течение всей плавки компенсируют небольшими присадками извести, поддерживая необходимый уровень шлака и его основность.

Задачами окислительного периода являются:

- окисление углерода и фосфора в металле до их требуемого содержания в готовом полупродукте и частично удаление серы;
- нагрев металла до необходимой температуры.

Окисление металла проводят продувкой техническим кислородом с чистотой не менее 99,5 %. В случае затруднений с удалением фосфора в ванну печи можно

присадить железную руду. В нашем случае для получения не более 0,12...0,20 % фосфора в металле достаточно поддерживать в этот период основность не ниже 2,7...3,0 при содержании FeO в шлаке около 12...15 %.

Для интенсификации массо- и теплопереноса в сталеплавильной ванне, способствующей нормальному развитию в ней физических и физико-химических процессов, в это время необходимо обеспечить возможность окисления не менее 0,3...0,5 % углерода[23].

Обезуглероживание и окисление примесей. С учетом того, что углеродистые ферросплавы значительно дешевле, чем низкоуглеродистые, используем в дальнейшем для легирования углеродистые ферросплавы. Поэтому с учетом количества вводимых ферросплавов необходимо в конце периода иметь содержание углерода в металле на нижнем пределе по марке или несколько ниже. Примем, что содержание углерода в металле в конце окислительного периода должно составлять 0,350 %.

Углерод. После окончания периода плавания в металле с учетом науглероживания электродами содержится 0,441 кг углерода. Учтем науглероживание электродами за период окисления и определим количество углерода, которое необходимо окислить.

За окислительный период при расходе электродов 2 кг/т в металл с учетом 75 % усвоения попадает дополнительно $0,2 \cdot 0,75 \cdot 1/3 = 0,050$ кг углерода. Всего требуется окислить углерода

$$(0,441+0,050)-0,141 = 0,350 \text{ кг.}$$

Примем, что весь углерод окисляется до CO. Тогда для окисления 0,141 кг углерода потребуется $0,141 \cdot 16/12 = 0,188$ кг O₂ и образуется $0,141 \cdot 28/12 = 0,329$ кг CO.

Марганец. В окислительный период окислится примерно 45 % оставшегося в металле марганца: $0,413 \cdot 0,45 = 0,186$ кг. На его окисление необходимо $0,186 \cdot 16/55 = 0,054$ кг O₂. При этом образуется $0,186 \cdot 71/55 = 0,240$ кг MnO.

Хром. С учетом относительно невысокого содержания хрома в металле за этот период окислится 5 % хрома, поступившего с металлом: $0,190 \cdot 0,05 = 0,010$ кг. На его окисление необходимо $0,010 \cdot 48/104 = 0,004$ кг O₂ и в результате образуется $0,010 \cdot 152/104 = 0,014$ кг Cr₂O₃.

Железо. В окислительный период окислится около 0,4 % железа из металла, 85% от этого количества переходит в шлак в виде FeO, а 15 % удаляется в виде пыли Fe₂O₃ с отходящими газами. Всего окисляется $0,004 \cdot 98,154 = 0,393$ кг железа.

В шлак перейдет $0,393 \cdot 0,85 = 0,334$ кг железа, на его окисление израсходуется $0,334 \cdot 16/56 = 0,095$ кг O₂ и образуется $0,334 \cdot 72/56 = 0,429$ кг FeO. С пылью теряется $0,393 - 0,334 = 0,059$ кг железа, на его окисление до Fe₂O₃ требуется $0,059 \cdot 48/112 = 0,025$ кг кислорода. Образуется $0,059 \cdot 112/160 = 0,041$ кг Fe₂O₃.

Сера. В окислительный период из металла удаляется около 20 % содержащейся в нем серы: $0,027 \cdot 0,2 = 0,005$ кг.

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		38

Фосфор. В окислительный период в шлак переходит 30 % имеющегося в металле фосфора: $0,019 \cdot 0,30 = 0,006$ кг. На его окисление до P_2O_5 требуется $0,0076 \cdot 80/62 = 0,007$ кг O_2 и в шлак переходит $0,006 \cdot 142/62 = 0,013$ кг P_2O_5 .

Шлакообразование в окислительный период. К концу периода плавления в печи остается 1/3 шлака, состав которого приведен в табл. 19. После этого в печи наводится новый шлак присадками извести. Шлак окислительного периода образуется из остатков шлака предыдущего периода, извести, оксидов – продуктов окисления металла, компонентов износа футеровки. С учетом требуемой величины основности примем, что в окислительный период присаживают 0,5 кг извести. С ней в шлак попадет:

$$CaO: 0,780 \cdot 0,5 = 0,390 \text{ кг};$$

$$MgO: 0,020 \cdot 0,5 = 0,010 \text{ кг};$$

$$SiO_2: 0,093 \cdot 0,5 = 0,047 \text{ кг};$$

$$Al_2O_3: 0,008 \cdot 0,5 = 0,004 \text{ кг};$$

$$Fe_2O_3: 0,012 \cdot 0,5 = 0,006 \text{ кг или в пересчете на FeO } 0,006 \cdot 112/160 \cdot 72/56 = 0,005.$$

Вследствие потерь при прокаливании из извести удалится в атмосферу $0,087 \cdot 0,5 = 0,044$ кг CO_2 .

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

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

$$SiO_2: 0,012 \cdot 0,2 = 0,002 \text{ кг}.$$

Аналогично периоду плавления подсчитываем количество и состав шлака (таблица 11) и определяем баланс металла (таблица 12).

Таблица 11 – Количество и состав шлака в конце окислительного периода

Источник	SiO ₂	CaO	MnO	FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	Σ
Известь	0,047	0,390	–	0,005	–	0,004	0,010	–	0,456
Футеровка	0,0024	–	–	–	–	–	0,184	–	0,186
Продукты окисления	–	–	0,240	0,429	0,014	–	–	0,013	0,696
Шлак периода плавления	0,207	0,442	0,096	0,091	0,005	0,005	0,103	0,006	0,955
Всего, кг	0,256	0,832	0,335	0,525	0,019	0,009	0,297	0,019	2,293
Всего, %	11,182	36,290	14,629	22,903	0,818	0,372	12,969	0,836	100

Примечание. Основность % CaO / % SiO₂ = 3,25. Это удовлетворяет требованиям ведения плавки.

Таблица 12 – Баланс составляющих металла за окислительный период

Элемент	Поступило в период плавления	Перешло в шлак	Содержится в металле	
			кг	%
C	0,441	–	0,350	0,355
Si	0,000	0,000	0,000	0,000
Mn	0,413	0,186	0,227	0,230
Cr	0,190	0,010	0,181	0,183
S	0,027	0,005	0,022	0,022
P	0,019	0,006	0,013	0,013
Fe	98,161	0,334	97,768*	99,196
Σ	99,250	0,540	98,560	100

*С учетом потерь с пылью.

Материальный баланс.

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

После выполнения всех расчетов составляем итоговый материальный баланс плавки, в который заносим все вводимые в печь материалы и все получаемые при этом продукты. Количество материалов суммируем за всю плавку. Поскольку точно определить долю кислорода из атмосферы, пошедшую на окисление элементов нельзя, то считается, что получено значение расхода кислорода суммарное. Реальный расход кислорода несколько меньше (таблица 13).

Таблица 13 – Материальный баланс плавки

Поступило		Получено	
Материал	Количество, кг	Продукт	Количество, кг
Отходы 3А	70	Сталь	98,560
Отходы 3Б	30	Шлак	5,157
Известь	2,2	СО	0,407
Из футеровки	0,5	СО ₂	0,191
Из электродов	0,2	Пыль	0,179
Кислород на плавку	0,885	Невязка	- 0,709
Итого	103,785	Итого	103,785

Невязка составляет 0,709 т. или 0,68 %.

Внепечная обработка стали.

Составим баланс обработки в печи-ковше стали 40Х. Дополнительное техническое условие: для технологической пластичности и механическим свойствам (повышенное относительное сужение и ударная вязкость) необходимо иметь в стали не более 0,015 % серы.

Пользуясь справочными данными, находим химический состав стали 40Х и делаем поправку на допустимое содержание серы (таблица 14).

Таблица 14 – Химический состав готовой стали, масс. %

С	Si	Mn	Cr	S	P
0,37–0,45	0,17–0,37	0,5–0,8	0,8 – 1,1	≤ 0,015*	≤ 0,025

* С учетом дополнительных требований

Состав жидкого полупродукта, полученного в ДСП, приведен в таблице 15.
Таблица 15 – Состав жидкой стали полупродукта, масс. %

С	Si	Mn	Cr	S	P
0,355	0	0,230	0,183	0,022	0,013

Состав используемых ферросплавов и раскислителей приведен в таблице 16.

Таблица 16 – Химический состав используемых материалов, масс. %

Материал	C	Mn	Si	Cr	S	P	Fe	Al
Ферромарганец ФМн17	1,56	67,1	17,5	–	0,020	0,020	13,8	–
Ферросилиций ФС65	0,07	0,2	66,7	–	0,007	0,023	33,0	–
Алюминиевая катанка	–	–	1,5	–	–	1,5	–	97
Феррохром ФХ850	8,5	–	0,8	68	0,02	0,02	22,66	0,7

Раскисление и легирование

Определим количество ферросплавов (таблица16), 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 (таблица15). Величину присадок определим по формуле

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

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

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

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

При обработке в ковше-печи угар ниже, чем при легировании в ковше и в среднем составляет: для фосфора – 70 %, алюминия и науглероживателя около 30 %, для кремния – 15 %, марганца, железа и хрома – 0 %. Тогда количество присаживаемого ферромарганца

$$M_{\text{ФМн17}} = \frac{100 \cdot (0,60 - 0,355) \cdot 100}{67,1 \cdot (100 - 0)} = 0,551 \text{ кг.}$$

Он дополнительно внесет в расплав, с учетом угара:

$$\text{Si: } 0,551 \cdot 0,175 \cdot 0,85 = 0,082 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe: } 0,551 \cdot 0,138 = 0,076;$$

$$\text{C: } 0,551 \cdot 0,0156 \cdot 0,7 = 0,006 \text{ кг;}$$

$$\text{P: } 1,054 \cdot 0,0002 = 0,0002 \text{ кг.}$$

Расход ФХ850 составит:

$$M_{\text{ФХ850}} = \frac{100 \cdot (0,9 - 0,183) \cdot 100}{68 \cdot (100 - 0)} = 1,054 \text{ кг}$$

Он дополнительно внесет в расплав, с учетом угара:

$$\text{Si: } 1,054 \cdot 0,008 \cdot 0,85 = 0,007 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe: } 1,054 \cdot 0,2266 = 0,239;$$

$$\text{C: } 1,054 \cdot 0,085 \cdot 0,7 = 0,063 \text{ кг;}$$

$$\text{P: } 1,054 \cdot 0,0002 = 0,0001 \text{ кг.}$$

Расход алюминия без расчета принимается 0,7 кг/т или 0,07 кг на 100 кг полупродукта. С ним в металл также поступит $0,07 \cdot 0,015 \cdot 0,85 = 0,001$ кг кремния и $0,07 \cdot 0,015 \cdot 0,3 = 0,0003$ кг фосфора. С учетом 30 % угара в металл перейдет 0,049 кг алюминия.

Эти ферросплавы и алюминий попутно внесут в металл $0,089 + 0,001 = 0,090$ кг кремния. С учетом этого количества кремния расход ферросилиция при усвоении кремния 85 % составит

$$M_{\text{ФС65}} = \frac{100 \cdot (0,22 - 0,09) \cdot 100}{66,7 \cdot (100 - 15)} = 0,229 \text{ кг.}$$

Он внесет в сталь $0,33 \cdot 0,2 = 0,076$ кг железа.

Всего в сталь поступит $0,076 + 0,239 + 0,076 + 99,197 = 99,588$ кг железа, из которых 99,197 вносится полупродуктом.

Так как в процессе легирования используется феррохром с повышенным содержанием углерода и в полупродукте содержится высокое содержание углерода, дополнительное использование углеродсодержащего материала не потребуется[24].

Состав и количество шлака.

Шлаковая смесь, загружаемая в ковш, состоит из извести и глинозема в соотношении 65:35. Расход смеси составляет 20...30 кг/т или 2...3 кг на 100 кг полупродукта. Однако данный расчет ведется для стали, легированной кремнием. Это вызывает необходимость ввода в ковш повышенного количества ферросилиция, а также учета кремнезема в шлаке. Поэтому для ошлакования этого кремнезема примем повышенный расход смеси – 5 кг. Шлаковая смесь внесет (таблица 7)

из извести

$$\text{CaO: } 0,790 \cdot 5 \cdot 0,65 = 2,535 \text{ кг;}$$

$$\text{SiO}_2: 0,093 \cdot 5 \cdot 0,65 = 0,302 \text{ кг;}$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3: 0,002 \cdot 5 \cdot 0,65 = 0,007 \text{ кг;}$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3: 0,012 \cdot 5 \cdot 0,65 = 0,039 \text{ кг;}$$

из глинозема

$$\text{Al}_2\text{O}_3: 0,992 \cdot 5 \cdot 0,35 = 1,736 \text{ кг;}$$

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		43

$$\text{SiO}_2: 0,001 \cdot 5 \cdot 0,35 = 0,002 \text{ кг.}$$

Содержание в глиноземе Fe_2O_3 за малостью пренебрегаем.

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

в результате угара окислится кремния: $0,229 \cdot 0,80 \cdot 0,15 = 0,027$ кг;

из остальных ферросплавов: $0,09 \cdot 0,15 = 0,014$ кг.

Всего окислится кремния: $0,027 + 0,014 = 0,041$ кг. При этом образуется $0,041 \cdot 60/28 = 0,088$ кг SiO_2 . Помимо кремния в шлак перейдет $0,07 \cdot 102/54 = 0,132$ кг Al_2O_3 в результате окисления алюминия.

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

$$\text{MgO}: 0,12 \cdot 0,92 = 0,104 \text{ кг};$$

$$\text{SiO}_2: 0,12 \cdot 0,12 = 0,004 \text{ кг};$$

По результатам проведенных расчетов можно определить количество состав образующего шлака. Результат оформим в таблице 17.

Таблица 17 – Количество и состав шлака в ковше-печи

Источник поступления	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	MgO	Итого
Известь	2,535	0,007	0,302	0,039	0,065	2,948
Глинозем	–	1,736	0,002	–	–	1,738
Продукты раскисления	–	0,132	0,088	–	–	0,220
Футеровка	–	–	0,004	–	0,104	0,108
Итого, кг	2,535	1,875	0,396	0,039	0,169	5,014
Итого, %	51,925	35,703	8,111	0,799	3,462	100

Рассматривая результаты расчетов, приведенные в таблице 18, 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 количества ферросилиция вызвала и образование большого количество кремнезема. Понизить его содержание в шлаке можно присадкой большого количества шлаковой смеси ($\text{CaO} + \text{Al}_2\text{O}_3$). Это в определенной мере и было учтено в расчете, что привело к образованию большого для условия обработки в печи-ковше количества шлака (5,1 кг, хотя обычно его количество не превышает 3...4 % от массы металла). Дальнейшее увеличение количества присаживаемой шлаковой смеси нецелесообразно.

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		44

2. Полученное расчетом содержание $Fe_2O_3 = 0,799 \%$ высоко и может быть лишь в начале процесса. По ходу его развития этот оксид расходуется на окисление раскислителей и вдуваемого углерода. Таким образом, Fe_2O_3 выступает как дополнительный окислитель, дополняя растворенный в стали кислород.

Десульфурация

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

$$[S] = [S]_0 / (1 + L_s \cdot a / 100), \quad (2)$$

где a – количество шлака в % от массы металла;

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

Тогда конечное содержание серы в металле гарантированно не превысит

$$[S] = 0,022 / (1 + 250 \cdot 5,148 / 100) = 0,009 \%$$

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: $8,7/100 \cdot 5 \cdot 0,65 = 0,283$ кг;

из глинозема: $0,6/100 \cdot 5 \cdot 0,35 = 0,011$ кг;

Итого образуется газа:

$$0,283 + 0,011 = 0,294 \text{ кг.}$$

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

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45

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 и ферросплавами в количестве $0,355 + 0,006 + 0,063 = 0,424$ кг. Остальные элементы вносятся полупродуктом и ферросплавами с учетом их содержания, но без учета угара. Результаты оформим в виде таблицы 18.

Таблица 18 – Баланс металла

Элемент	Поступило, кг*	Перешло в шлак, кг	Содержится в металле	
			кг	%
C	0,424	–	0,424	0,418
Si	0,270	0,041	0,229	0,226
Mn	0,370	–	0,370	0,365
Cr	0,717	–	0,717	0,707
S	0,022	0,012	0,010	0,010
P	0,013	–	0,013	0,013
Fe	99,588	–	99,588	98,261
Итого	101,404	0,053	101,351	100,000

*Без учета угара

Невязка $101,404 - (0,053 - 101,351) = 0$.

Выход жидкой стали $100,351/100,404 \cdot 100 = 99,95$ % от введенных в ковше-печь исходных материалов. Материальный баланс обработки стали в ковше-печи приводится в таблице 19. Невязка 1,245 т. или 1,16 %.

Таблица 19 – Материальный баланс плавки

Поступило		Получено	
Материал	Количество, кг	Продукт	Количество, кг
Полупродукт	100,000	Сталь	100,351
Известь	3,250		
Глинозем	1,750	Шлак	5,014
Ферромарганец	0,551		
Ферросилиций	0,229	Газ	0,294
Алюминий	0,07		
Феррохром	1,054	Невязка	- 1,245
Итого	106,904	Итого	106,904

2.2 Тепловой баланс

Приход 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 на ДСП-120 $\eta = 90 \%$. Расход электроэнергии, с учетом подогрева лома и наличия газокислородных горелок и времени их работы, равен 350 кВт·ч/т. Для пересчета кВт·ч в МДж используется переводной коэффициент 3,6 (1 Вт·ч = 3600 Дж/ч).

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

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

Тепло, вносимое газокислородными горелками, Q_2 .

Вносимое горелками тепло определяется по формуле

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

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

τ – время работы горелки, ч;

$P_{гор}$ – мощность горелки, кВт;

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

ДСП оборудована 4 газокислородными горелками по 3,3 МВт каждая. Продолжительность их работы за плавку 10 минут (0,17 часа).

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

С учетом емкости печи количество тепла, внесенного горелками, приведенное к 100 кг металлошихты составит: $Q_2 = 6,73 \text{ МДж}$.

Тепло, вносимое в печь шихтовыми материалами, Q_3 .

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		47

Расчет энтальпии ведется по формуле

$$\Delta H_k = M_k \cdot c_k \cdot \Delta t_k, \quad (4)$$

где ΔH_k – изменение энтальпии соответствующего компонента;

M_k – масса компонента;

c_k – теплоемкость компонента;

Δt_k – изменение температуры компонента.

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

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

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

Итого энтальпия шихты составит: $Q_3 = \Delta H = 21,52 \text{ МДж.}$

Тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций, Q_4 .

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

$$Q_4 = M_{\text{Si}}q_{\text{Si}} + M_{\text{Mn}}q_{\text{Mn}} + M_{\text{C}}q_{\text{C}} + M_{\text{Fe}}q_{\text{Fe}} + M_{\text{Cr}}q_{\text{Cr}}, \quad (5)$$

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

q_i – тепловой эффект реакции его окисления.

В расчете условно принимаем, что все элементы окисляются по реакции $x\text{Me} + y\text{O} = \text{Me}_x\text{O}_y$. С учетом материального баланса запишем, что окислится:

$$\text{Si до SiO}_2: 0,215 \cdot 28,4 = 6,11 \text{ МДж;}$$

$$\text{Mn до MnO: } (0,222 + 0,186) \cdot 6,99 = 2,85 \text{ МДж;}$$

$$\text{Cr до Cr}_2\text{O}_3: (0,010 + 0,010) \cdot 11 = 0,22 \text{ МДж;}$$

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

$$\text{Fe до Fe}_2\text{O}_3: (0,197 + 0,059) \cdot 7,36 = 1,88 \text{ МДж;}$$

$$\text{C до CO: } (0,033 + 0,481) \cdot 11,3 = 5,81 \text{ МДж.}$$

Итого $Q_4 = 19,40 \text{ МДж.}$

В процессе плавки часть графита окисляется до CO, часть – до CO₂, часть попадает в металл, а часть выносится в виде пыли с отходящими газам. При составлении теплового баланса принимают те же допущения, что и при составлении материального баланса (расход электродов 2 кг/т, 2/3 этого количества попадает в металл и учитывается при окислении углерода из расплава, остальное сразу окисляется до CO).

Итого за плавку приход тепла в печь:

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

$$Q_{\text{п}} = 113,40 + 6,73 + 21,52 + 19,40 = 161,05 \text{ МДж.}$$

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		48

Расход тепла.

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

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

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

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

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

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

t_0 – температура скрапа при завалке;

$t_{пл}$ – температура плавления стали;

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

q_M – теплота плавления металла.

Теплоемкость компонентов определяется по справочным данным. Средняя теплоемкость определяется следующим образом. Так как лом подогревали до $400\text{ }^\circ\text{C}$, то берется средняя теплоемкость материала в диапазоне от $400\text{ }^\circ\text{C}$ до температуры плавления.

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

Средняя теплоемкость для отходов лома 3А:

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

тогда

$$H_{3А} = 70 \cdot [0,603 \cdot (1350 - 400) + 284 + 0,79 \cdot (1630 - 1350)] = 75,46\text{ МДж}.$$

Для лома 3Б

$$c_1 = (0,683 + 0,540)/2 = 0,612\text{ кДж/град},$$

тогда

$$H_{3Б} = 30 \cdot [0,612 \cdot (1350 - 400) + 284 + 0,79 \cdot (1630 - 1350)] = 30,23\text{ МДж}.$$

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

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

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

Тепло идущее на протекание эндотермических реакций, Q_6 .

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

Согласно материальному балансу, при прокаливании недообоженной извести выделяется $0,148\text{ кг}$ (в период плавления) + $0,043\text{ кг}$ (в окислительный период) = $0,191\text{ кг CO}_2$. При нормальных условиях это количество газа займет

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		49

$22,4 \cdot 10^{-3} \cdot 191/44 = 97,27 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3$. На это потребуется $97,27 \cdot 10^{-3} \cdot 7,21 = 0,7$ МДж.

Итого: $Q_6 = 0,7$ МДж.

Потери тепла через футеровку, Q_7 .

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[25].

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

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

$$Q_{\text{сл}} = \lambda \cdot (t_1 - t_2) \cdot F \cdot \tau / \delta, \quad (6)$$

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

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

F – площадь поверхности теплообмена, м²;

τ – время, ч;

δ – толщина слоя, м.

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

$$Q_{\text{кож}} = \alpha \cdot (t_k - t_b) \cdot F \cdot \tau, \quad (7)$$

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

t_k – температура на внешней поверхности кожуха, К;

t_b – температура окружающего воздуха, К.

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

температурой кожуха t_k . Так как есть дополнительный слой теплоизоляции t_k равно $100\text{ }^\circ\text{C}$.

Затем определяем среднюю температуру футеровки

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

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

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

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

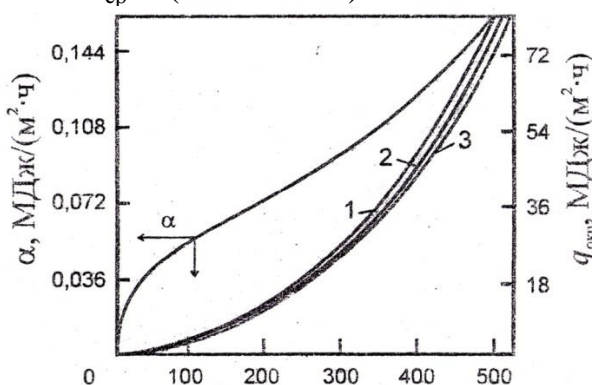


Рисунок 4 – Зависимость коэффициента суммарной теплоотдачи α и удельного теплового потока, теряемого поверхностью печи в окружающую среду при $t_в$: $10\text{ }^\circ\text{C}$ – 1; $20\text{ }^\circ\text{C}$ – 2; $30\text{ }^\circ\text{C}$ – 3

Согласно справочным данным коэффициент теплопроводности магнезиальной футеровки при $700\text{ }^\circ\text{C}$ $\lambda = 6,28 - 0,0027 \cdot 700 = 4,39\text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot ^\circ\text{C})$. По рис. 6 находим $\alpha = 0,059\text{ МДж}/\text{м}^2 \cdot \text{ч}$. Тогда $Q_{кож} = 0,059 \cdot (100 - 20) \cdot 6,85 \cdot 0,75 = 24,25\text{ МДж}$.

Проверяем: $q = 24,25/6,85 = 3,54\text{ МДж}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$. Согласно рис. 6 $q_{окр} \sim 3,85\text{ МДж}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$. Разница не превышает 10 %, расчет считается законченным и окончательно принимаем $Q_{кож} = 24,25\text{ МДж}$. С учетом того, что расчет выполняется на 100 кг, $Q_7 = 0,02\text{ МДж}$.

Потери тепла через водоохлаждаемые панели, Q_8 .

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

$$Q_8 = c_в \cdot V_в \cdot (t_{вых} - t_{вх}) \cdot \tau, \quad (9)$$

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

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

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

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

τ – время, ч.

Анализ работы ДСП показывает, что при соблюдении температурного режима расход воды на охлаждение стеновых панелей составляет ~ 350 м³/ч, и 95 м³/ч на охлаждение сводовых панелей[26].

Потери тепла на охлаждение стен составят:

$$Q_{\text{ст}} = 4,2 \cdot 350 \cdot (40 - 20) \cdot 0,75 = 25200 \text{ МДж}$$

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

Потери тепла на охлаждение свода составят:

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

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

Итого: $Q_8 = 18,38 + 4,98 = 23,36 \text{ МДж}$.

Потери тепла излучением через открытые окна и отверстия, Q_9 .

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

Потери тепла с отходящими газами, Q_{10} .

Холодный воздух, попадая в печь через неплотности, нагревается и уносится в систему газоочистки, приводя к потерям тепла. Помимо атмосферного воздуха в газоочистку уносятся газы, образующиеся при продувке расплава кислородом, а также продукты сгорания топлива при использовании дополнительных горелок.

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

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot g \cdot \Delta p}{\rho_{\text{г}}}}; \quad V_1 = 3600 \cdot \omega \cdot F; \quad V_0 = 273 \cdot \frac{V_1}{T_{\text{ух}}}, \quad (10)$$

где ω – скорость газового потока, м/с;

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

Δp – скоростной напор, Па;

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

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

F – площадь сечения патрубка, м²;

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

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

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

$$Q_{10} = V_0 \cdot c_{\text{сух}} \cdot T_{\text{сух}} \cdot \tau, \quad (11)$$

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		52

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

В среднем на печи перепад давления между печью и атмосферой составляет 2 Па, плотность отходящих газов – 1,5 кг/м³, площадь сечения патрубка газоотсоса из печи – 6 м², температура отходящих газов в среднем за плавку – 1200 °С. Тогда

$$\begin{aligned}\omega &= 5,1 \text{ м/с;} \\ V_1 &= 3600 \cdot 5,11 \cdot 4,5 = 82782 \text{ м}^3/\text{ч}; \\ V_0 &= 273 \cdot 82782/1200 = 18833 \text{ м}^3.\end{aligned}$$

Тогда количество тепла, уносимое газами из печи за плавку,
 $Q_{10} = 18833 \cdot 1430 \cdot 1200 \cdot 0,75 = 24,23 \cdot 10^9$ Дж,
 или в пересчете на 100 кг 20,2 МДж.

Итого за плавку расход тепла

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

Полученный тепловой баланс плавки стали 40Х в ДСП-120 приведен в таблице 20. Невязка составила 0,89 %.

Таблица 20 – Тепловой баланс плавки стали в ДСП

Поступило тепла, МДж		Расход тепла, МДж	
Электроэнергия	113,40 (70,41 %)	Энтальпия продуктов	115,40 (72,30 %)
Тепло горелок	6,73 (4,18 %)	Тепло химических реакций	0,70 (0,40 %)
Энтальпия шихты	21,52 (13,36 %)	Потери с охлаждающей водой	(23,36) (14,64 %)
Тепло химических реакций	19,40 (12,05 %)	Потери с отходящими газами	(20,20) (12,66 %)
Итого	161,05	Итого	159,76

Вывод по второму разделу

Во втором разделе произведен расчет материального баланса плавки в дуговой сталеплавильной печи, невязка которого составляет 0,68 %. А также энергетический баланс с невязкой – 0,8 %, невязка составила меньше 1 % следовательно расчеты произведены верно.

3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства

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

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

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

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

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

3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения

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

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

Основные группы делят морфологическим признакам на подгруппы:

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

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		54

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 Заливины

Заливина (наплыв) – неплоскостность в виде раковин на поверхности, может сопровождаться поверхностными трещинами. Заливина в основном образуется при микропрорывах металла в кристаллизаторе с последующим их «залечиванием», а также в начале разливки при заплесках металла на стенки кристаллизатора или при разливке «открытой» плохо организованной струей.

Данный вид дефекта выявляется визуально. Причины, приводящие к образованию поперечных трещин (с надрывом оболочки и выливанием жидкого металла в зазор между заготовкой и кристаллизатором):

- изношенная или деформированная гильза;
- некачественная ШОС, неравномерная подача смазки при открытой разливке.

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		55

- обрызгивание стенок кристаллизатора из-за неудовлетворительной организации струи при открытой разливке;
- внезапные остановки вытягивания заготовки;
- температура в промковше выше нормы;
- неправильная установка разливочного стакана;
- большое количество шлака в кристаллизаторе (отношение $[Mn]/[Si] < 2,5$);
- не удовлетворительное первичное охлаждение;
- низкая скорость разливки.

К способам предупреждения относятся:

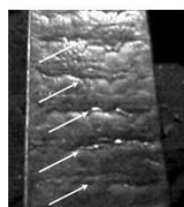
- заменить гильзу кристаллизатора;
- проверить смазку кристаллизатора;
- соблюдение температурно-скоростного режима разливки;
- выполнить удаление шлака с поверхности стали в кристаллизаторе.

Дефект обрабатывается шлифовкой или вырубкой места образования.

На прокат влияет следующим образом:

- грубые и разветвленные трещины, закаты и рванины;
- опасность разрушения заготовки при горячей прокатке.

На рисунке 5 показаны различные виды заливин.



а



б



в

Рисунок 5 – Заливины

а – а – Наплывы на поверхности заготовки из-за микропрорывов в кристаллизаторе (подвисяния);

б – Заливины на поверхности заготовки, схема;

в – Фото поверхности НЛЗ с заливинами.

Вывод по третьему разделу

В данном разделе рассмотрены возможные дефекты конечного продукта производства, их общие сведения и дефекты сталеплавильного происхождения. Подробно рассматриваются заливинны, способы выявления, причины образования, способы их предупреждения и влияния на дальнейшее производства продукта.

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		56

4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

Финляндия

В середине августа 2017 г. компания Ruukki (Финляндия) намерена начать производство стали с новым покрытием на основе полиуретана Pural[®] Farm, предназначенной специально для строительства сельскохозяйственных зданий, особенностью которых является требование высокой стойкости материала к коррозии и химикатам. Листовая сталь с покрытием Pural Farm пригодна для стен, потолков и кровель коровников, курятников, свинарников, молочных ферм и складских помещений. Pural Farm – превосходное покрытие для стали, используемой для изготовления сэндвич-панелей для утепленных зданий; для профлистов, применяемых в неутепленных зданиях, возможно двустороннее покрытие. Пригодное для использования в жестких условиях покрытие Pural Farm на 50% толще традиционных полиэфирных покрытий, применяемых для строительства сельскохозяйственных построек, а также обладает более высокой износостойкостью. По словам генерального директора Ruukki в России Ю. Туйску, сегодня российская «сельскохозяйственная инфраструктура испытывает острую потребность в новых технологических решениях. Модернизация отрасли подразумевает, что при строительстве новых комплексов обязательно должны учитываться агрессивная среда и общие климатические условия. Материалы и покрытия Ruukki отличаются экологичностью и позволяют увеличить стойкость объектов к коррозии. Применение покрытия Pural[®] Farm будет способствовать более комфортному содержанию животных и птицы, а также повышению стойкости объектов к коррозии и вероятному увеличению срока службы объекта». Вице-президент Ruukki по продуктам с покрытием и без О. Хурскайнен отметил, что «увеличение толщины слоя покрытия позволит максимально увеличить срок службы сельскохозяйственных зданий. Сталь с покрытием Pural Farm позволит снизить эксплуатационные расходы конечного пользователя. Покрытие имеет высокую стойкость к влаге и легко чистится».

Украина

ЧАО «Донецксталь» – металлургический завод». На заводе продолжается строительство дуговой сталеплавильной электропечи ДСП-150 и шредерной установки по переработке и измельчению 750 тыс. т/год металлолома. На начало августа работы по комплексу ДСП- 150 выполнены на 88%. Выплавляемую сталь на I этапе будут разливать на существующей МНЛЗ, а в дальнейшем – на новой МНЛЗ, которую намечено построить на месте демонтируемых мартеновских печей. Одновременно со строительством электропечи реконструируется существующая электроподстанция и строится электроподстанция «Сталеплавильная-110», в которой установят новые трансформаторы и распределительные устройства, а также завершается строительство насосной станции и установки водоподготовки. Реконструкция сталеплавильного производства с заменой мартеновского способа выплавки стали (мартеновский цех остановили весной 2012 г.) позволит снизить валовые

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		57

выбросы пыли и вредных веществ в атмосферу в 3,5 раза; сократить потребление природного газа в 10 раз, повысить гибкость сталеплавильного производства за счет возможности использования разных видов сырья (металлолом, жидкий чугун, металлизированное сырье) в различных соотношениях, снизить себестоимость выплавки стали, сократить затраты на текущие и капитальные ремонты оборудования, расширить сортамент выплавляемых марок стали и улучшить условия работы персонала.

Подписанное в марте 2017 г. соглашение о сотрудничестве с компанией Siemens VAI дало старт II этапу реконструкции, в рамках которого предстоит построить литейно-прокатный комплекс в составе комбинированной МНЛЗ и нового сортового прокатного стана, а также реконструировать стан 2300. Завершение этого этапа реконструкции позволит повысить эффективность производства, снизить экологическую нагрузку на регион, увеличить отчисления в бюджеты всех уровней и создать новые рабочие места. После реконструкции сталеплавильного и прокатного производств намечено модернизировать доменное производство.

Вывод по четвертому разделу

В разделе рассмотрен зарубежный опыт производства подобной продукции. Приведены аналоги выплавляемой стали. Рассмотрены примеры производства в Финляндии и Украине.

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		58

5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

Одна из трудно реализуемых задач сталеплавильного производства – максимально возможное снижение неметаллических включений (НВ) перед разливкой для обеспечения установленных требований потребителя. С этой целью в ЭСПЦ была начата работа по снижению содержания НВ в литом металле.

Ранее вакуумирование металла производилось на всем сортаменте толстолистового проката (толщиной свыше 15 мм). Перед вакуумированием осуществляли присадку чушкового алюминия в количестве до 2,5 кг/т.

С целью исключения вакуумирования и повышения чистоты металла на части сортамента в качестве раскислителя опробован карбид кальция, традиционно применяемый для производства ацетилена в химической промышленности. Применение карбида кальция позволяет снизить окисленность металла, не загрязняя сталь включениями Al_2O_3 . Поставляется карбид кальция в бочках по 25 кг (ГОСТ 1460 – 81).

Разработанная технология внепечной обработки металла с применением карбида кальция (без обработки на УВС) включает в себя подогрев и раскисление шлака порциями карбида кремния и карбида кальция, присадку ферросплавов, присадку карбида кальция перед вводом алюминия, ввод силикокальциевой проволоки.

Раскисление происходит на границе «шлак – металл» в соответствии с реакцией



При большом количестве введенного CaC_2 происходит науглероживание металла по реакции $CaC_2 \rightarrow [Ca] + [C]$. Поэтому для низкоуглеродистого металла количество CaC_2 необходимо ограничивать.

Металлографическое исследование загрязненности металла проводилось на образцах, отобранных по всему технологическому циклу: «сталеразливочный ковш – промежуточный ковш – сляб – готовый лист».

Металлографическое исследование позволило сделать комплексную оценку чистоты металла – качественную и количественную оценку имеющихся неметаллических включений. При качественной оценке определяли тип и состав неметаллических включений основных видов; количественная оценка – это определение объемной доли неметаллических включений и распределение их по размерам. Идентификация проводилась индивидуально для каждого выявленного неметаллического включения. Впервые была проведена оценка загрязненности неметаллическими включениями не только в образцах металла по ходу его подготовки к разливке, в процессе разливки и в готовом листе, но исследовано и распределение включений по сечению сляба для определения влияния процесса

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		59

кристаллизации (с учетом гидродинамических потоков металла в кристаллизаторе).

Для оценки загрязненности металла НВ использована методика, основанная на обработке изображения, полученного с помощью оптического микроскопа и цифровой видеокамеры.

Подготовка шлифов – стандартная для металлографического исследования. В случае исследования проб, отобранных по ходу подготовки и разливки металла, плоскость шлифа была параллельна плоскости пробы и находилась на расстоянии

2 – 3 мм от поверхности. Для горячекатаного листа плоскость шлифа была перпендикулярна к направлению прокатки в чистовой клети. У образцов, отобранных от непрерывнолитого сляба, плоскость шлифов располагалась перпендикулярно направлению вытягивания заготовки.

Полученные цифровые изображения НВ обрабатывались с применением разработанной ООО «Корад» программы НВ 1.2а, позволяющей определять площадь поверхности каждого НВ на анализируемом изображении. Предварительная настройка (в тонах серого задается отсекаемый фон) позволяет устранить на изображении артефакты в виде микроцарапин.

Для получения достоверной картины с точки зрения последующей статистической обработки использовалось от 10 до 30 полей (изображений) на каждом образце. Исследуемый массив на каждом образце составлял от 200 до 1000 НВ. Информация о каждом изображении и каждом НВ накапливалась в табличной форме Excel. Далее производилась ее обработка: определялась объемная доля НВ и строились гистограммы, отражающие распределение НВ по размерам.

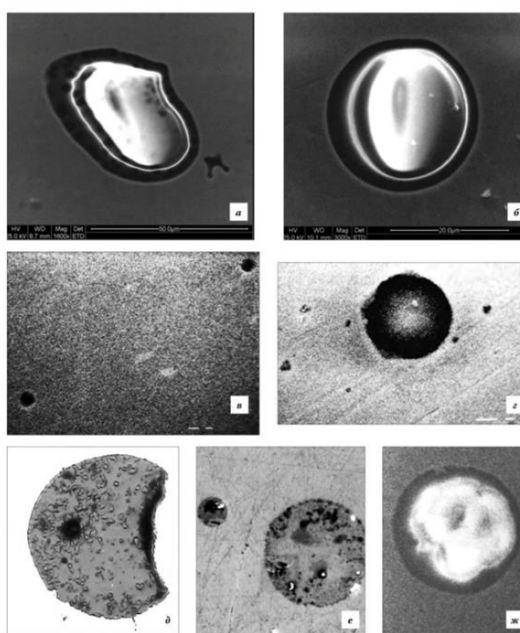
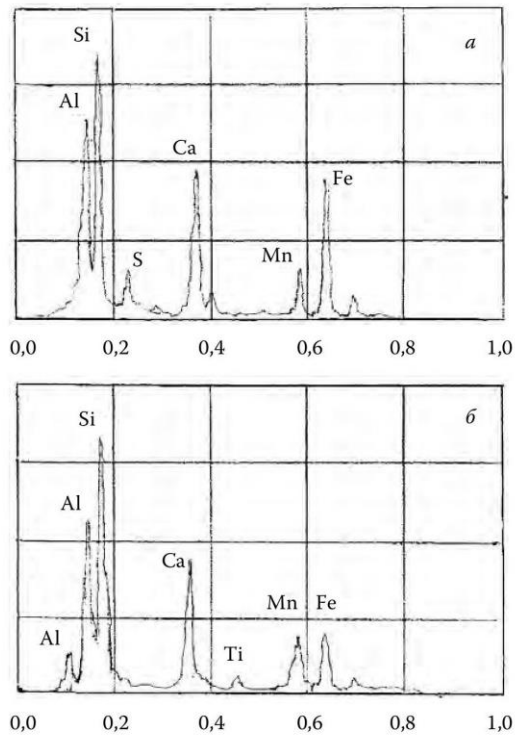
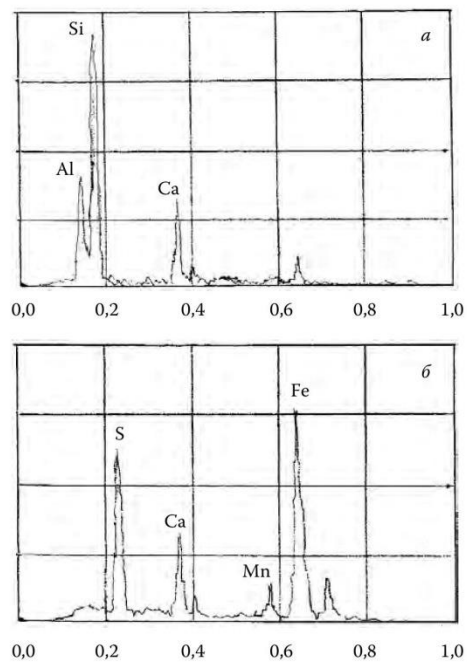


Рисунок 4 – Типичные неметаллические включения в металле



Спектры рентгеноспектрального микроанализа неметаллических включений металла пл. № 05373, обработанной карбидом кальция: *а* – алюмосиликат кальция в оболочке сульфида MnS; *б* – алюмосиликат кальция и марганца с примесью оксидов титана и магния

Рисунок 5 – Спектры рентгеноспектрального микроанализа пл. № 05373



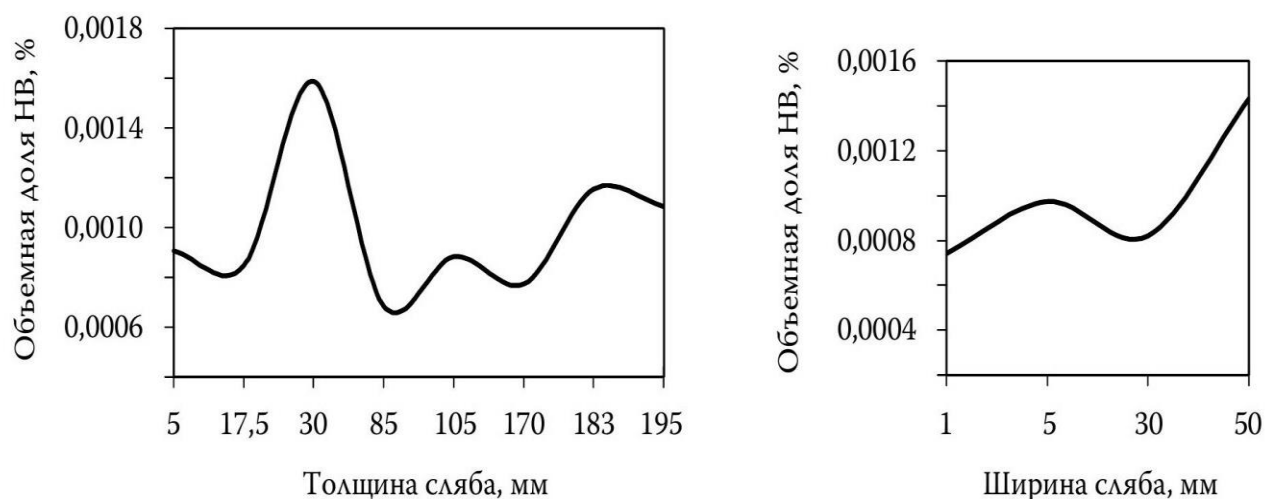
Спектры рентгеноспектрального микроанализа неметаллических включений металла пл. № 02997 после вакуумирования: *а* – алюмосиликат кальция; *б* – сульфид (Ca, Mn)S

Рисунок 6 – Спектры рентгеноспектрального микроанализа пл. № 02997

На безвакуумных плавках №05251, 05252 (09Г2С) и 05373 (Зсп) проведен отбор проб металла до обработки карбидом кальция и после нее.

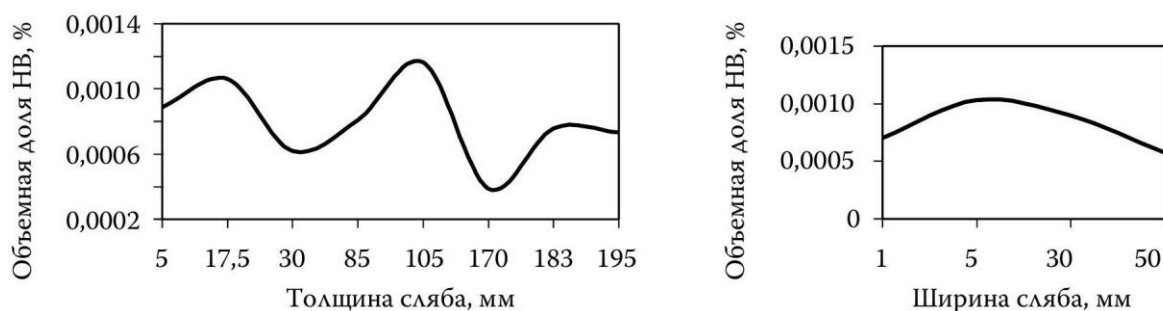
С использованием РЭМ с рентгеновским микроанализатором проведено сравнительное исследование состава НВ в металле, обработанном карбидом кальция, и после вакуумной обработки (рис. 4). Установлено, что в металле, обработанном карбидом кальция, присутствуют крупные включения алюмосиликатов кальция переменного состава размером 10 – 20 мкм, как правило, в оболочке сульфида марганца. Более мелкие включения представляют собой алюмосиликаты марганца и кальция с примесью титана и магния (прил. 5). По сравнению с вакуумированным металлом (пл. № 02997) в пробах после УВС включения мельче, размером 1 – 5 мкм; по составу, в основном, как уже отмечалось выше – алюмокальциевые с незначительным количеством сульфидов кальция и марганца (прил. 6). Таким образом, при обработке металла карбидом кальция происходит глобуляризация и укрупнение НВ, что создает лучшие условия для всплывания и удаления НВ.

Исследование литого металла проводили путем оценки распределения загрязненности металла в поперечном сечении сляба. На рис. 7 и 8 показаны суммарные профили распределения загрязненности НВ по толщине и ширине слябов рассмотренных выше плавков № 05251 (09Г2С) и № 05373 (Зсп). Приведенные экспериментальные данные подтверждают ранее сделанные заключения о том, что по толщине сляба существуют две зоны, в которых, наблюдается повышенная объемная плотность НВ: это осевая зона и зона, находящаяся приблизительно на уровне 1/3 – 1/4 толщины сляба. Характер распределения НВ для двух исследованных толщин сляба фактически идентичен: 150 и 200 мм.



Распределение НВ по толщине и ширине сляба из стали 09Г2С (пл. № 05251)

Рисунок 7 – Распределение НВ по толщине и ширине сляба из стали 09Г2С



Распределение НВ по толщине и ширине сляба из стали 3сп (пл. № 05373)

Рисунок 8 – Распределение НВ по толщине и ширине сляба из стали 3сп

Приведенные зависимости загрязненности металла НВ по ширине сляба показывают, что распределение НВ по ширине сляба так же неоднородно, и наибольшая объемная плотность достигается ближе к середине приблизительно на 30 – 50% ширины сляба. Факторами, определяющими формирование рассмотренных закономерностей распределения НВ по сечению НЛЗ, являются особенности гидродинамических потоков в кристаллизаторе в сочетании с развитием процесса кристаллизации.

Анализ технологии с вакуумированием и новой (с применением карбида кальция без вакуумирования) по качеству и механическим свойствам готового проката марки 09Г2С в ЛПЦ-1 (стан 2800) и ЛПЦ-2 (стан 2000) за 2005 – 2006 гг.

Предложенная технология выплавки металла для толстолистого проката без вакуумной обработки с использованием карбида кальция позволяет получать металл, не отличающийся по составу и количеству НВ, а также качеству получаемого листа, от показателей листа из металла, производимого по технологии с вакуумной обработкой

Показано, что при использовании карбида кальция общая загрязненность металла неметаллическими включениями снижается примерно в 1,5 раза по сравнению с загрязненностью металла, произведенного по стандартной технологии без применения вакуума. Также снижена отсортировка горячекатаного листа по дефектам УЗК.

Вывод по пятому разделу

Предложенная технология с использованием карбида кальция без вакуумной обработки с использованием карбида кальция позволяет получать металл, не отличающийся по составу и количеству НВ, а также качеству получаемого листа, от показателей листа из металла, производимого по технологии с вакуумной обработкой.

6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

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

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

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

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

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

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

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

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

Исследуя проблемы охраны труда, пользуются в основном теми же методами, что и при изучении многих других общественных явлений. Большую помощь в этом оказывает статистика. Правильное пользование ею позволяет

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		64

получить ответы на существенные вопросы охраны труда, например, выявить зависимость заболеваемости, инвалидности, несчастных случаев, смертности от условий труда и т.п.

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

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

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

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

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

6.1 Общие требования охраны труда

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

Внеплановый инструктаж проводят:

- при введении в действие новых или переработанных правил, инструкций, а так же изменении к ним;
- при изменении технологического процесса, замене или модернизации оборудования, приспособлений и инструмента, исходного сырья, материалов и других факторов, влияющих на безопасность труда;

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		65

- 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

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		66

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

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

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

Раскаленные элементы агрегатов и оборудования, а также металл в расплавленном состоянии могут стать причиной термических ожогов работников при несоблюдении правил и требований безопасности и неосторожном обслуживании агрегата внепечной обработки. Они же являются источником теплового излучения. Для защиты рабочего персонала от теплового излучения источники излучения закрываются защитными экранами. С целью уменьшения времени пребывания персонала в зоне повышенных

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		67

температур используются способы дистанционного и автоматического управления процессами.

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

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

К средствам индивидуальной защиты относятся:

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

6.3 Анализ вредных производственных факторов

Анализ вредных производственных факторов и мероприятия по снижению их воздействия

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

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

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

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		68

механическое разрушение хрупких технологических материалов при транспортировке и подаче в агрегат.

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

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

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

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		69

6.4 Кондиционирование воздуха, схема кондиционирования электросталеплавильном цехе

Кондиционирование воздуха – это создание и автоматическое поддержание в помещениях независимо от наружных условий постоянных или изменяющихся по определенной программе температуры, влажности, чистоты и скорости движения воздуха, наиболее благоприятных для людей или требуемых для нормального протекания технологического процесса. Поэтому на промышленных предприятиях кондиционирование воздуха применяется либо для обеспечения комфортных (оптимальных) санитарно-гигиенических условий, создание которых обычной вентиляцией невозможно, либо как составная часть технологического процесса.

Системы кондиционирования могут работать круглый год или только в летнее время, выполняя в последнем случае охлаждающе-осушительные функции.

Кондиционер это вентиляционная установка, которая с помощью приборов автоматического регулирования поддерживает в помещении заданные параметры воздушной среды. Кондиционеры бывают двух видов: установки полного кондиционирования воздуха, обеспечивающие постоянство температуры, относительной влажности, скорости движения и чистоты воздуха; установки неполного кондиционирования, обеспечивающие постоянство только части этих параметров или одного параметра, чаще всего температуры[30].

По способу приготовления и раздачи воздуха кондиционеры подразделяются на центральные и местные.

Для производственных помещений металлургических цехов основными параметрами кондиционирования являются степень охлаждения воздуха и очистки его от пыли и газов. Кондиционированный воздух подают в посты управления, кабины машинистов электрокранов и комнаты отдыха. Для получения холода в больших количествах применяют пароводяные эжекторные компрессоры и абсорбционные машины.

Вывод по шестому разделу

В разделе приведены общие требования охраны труда. Проведен анализ опасных и вредных производственных факторов и их воздействие на организм человека. Подробно описано кондиционирование воздуха, схема кондиционирования электросталеплавильном цехе

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		70

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В работе приведён химический состав и рассмотрены особенности стали марки 40X. 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 0,68 %.

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

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

К основным преимуществам электроплавки следует отнести:

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

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

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

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		71

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Гудим, Ю. А. Производство стали в дуговых печах. Конструкции, технология, материалы: Монография./ Гудим, Ю. А., Зинуров, И. Ю., Киселев, А. Д. – Новосибирск: Изд-во НГТУ, 2010. – 547 с.
- 2 Зинуров, И. Ю. Дуговые сталеплавильные печи. Атлас./ Зинуров, И. Ю. и др. – М.: Металлургия, 1978. – 180 с.
- 3 Сосонкин, О. М. Эффективность применения водоохлаждаемого свода на дуговой печи./ Сосонкин, О. М. и др. – Metallurg, 1972. – № 9. – С. 26
- 4 Морозов, А. Н. Современное производство стали в дуговых печах. / Морозов, А. Н. – М.: Металлургия, 1983. – 184с.
- 5 Тулуевский, Ю. Н. Экономия электроэнергии в дуговых сталеплавильных печах. / Тулуевский, Ю. Н. – М.: Энергоатомиздат, 1987. – 103 с.
- 6 Кудрин, В. А. Металлургия стали./ Кудрин, В. А. – М.: Металлургия, 1980. – 559 с.
- 7 Поволоцкий, Д. Я. Выплавка легированной стали в дуговых печах./ Поволоцкий, Д. Я. – М.: Металлургия, 1987. – 136 с.
- 8 Куликов, И. С. Раскисление стали./ Куликов, И. С. – М.: Металлургия, 1975. – 504 с.
- 9 Кудрин, В. А. Технология получения качественной стали./ Кудрин, В. А., Парма, В. М. – М.: Металлургия, 1984. – 320 с.
- 10 Лякишев, Н. П. Современное состояние технологии внепечного рафинирования стали./ Лякишев, Н. П., Шалимов, А. Г. – М.: "ЭЛИЗ", 2001. – 50 с.
- 11 Бигеев, А. М. Металлургия стали./ Бигеев, А. М., Бигеев, В. А. – Магнитогорск: МГТУ, 2000. – 543 с.
- 12 Явойский, В. И. Теория процессов производства стали./ Явойский, В. И. – М.: ГНТИ, 1963. – 820 с.
- 13 Ершов, Г. С. Свойства металлургических расплавов и их взаимодействия в сталеплавильных процессах./ Ершов, Г. С., Бычков, Ю. Б. – М.: Металлургия, 1983. – 215 с.
- 14 Дюдкин, Д. А. Производство стали на агрегате ковш-печь./ 14 Дюдкин, Д. А., Бать, С. Ю., Гринберг С. Е. – Донецк: ООО "Юго-восток, Лтд", 2003. – 300 с.
- 15 Дюдкин, Д. А. Внепечная обработка расплава порошковыми проволоками./ Дюдкин, Д. А., Бать, С. Ю., Гринберг С. Е. – Донецк: ООО "Юго-восток, Лтд", 2002. – 296 с.
- 16 Григорьев, В. П. Конструкции и проектирование агрегатов сталеплавильного производства./ Григорьев, В. П. и др. – М.: МИСИС, 1995. – 512 с.
- 17 Нисковских, В. М. Машины непрерывного литья слябовых заготовок./ Нисковских, В. М., Карлинский, С. Е., Беренов, А. Д. – М. Металлургия, 1991. – 272 с.
- 18 Баптизманский, В. И. Разливка стали./ Баптизманский, В. И., Исаев, Е. И. и др. – Донецк: "Высшая школа", 1977. – 200 с.

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист 72
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

19 Сладкошteeв, В. Т. Непрерывная разливка стали на радиальных установках. / Сладкошteeв, В. Т., Потанин, Р. В. и др. – М.: Металлургия, 1974. – 288 с.

20 Буланов, Л. В. Машины непрерывного литья заготовок. / Буланов, Л. В., Корзункин, Л. Г. и др.– Екатеринбург: Уральский центр ПР и рекламы, 2003. – 320 с.

21 Роцин, А. В. Производство стали. Решение практических задач./ Роцин, А. В., Поволоцкий, Д. Я., Грибанов, В. П. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2006. – 72 с.

22 Альтгаузен, А. П. Электротермическое оборудование: справочник./ Альтгаузен, А. П. – М.: Энергия, 1980. – 416 с.

23 Егоров, А. В. Расчет мощности и параметров электропечей черной металлургии./ Егоров, А. В. – М.: Металлургия, 1990. – 280 с.

24 Самохвалов, А. В. Электрические печи черной металлургии/ Самохвалов, А. В. Черныш Г. И. – М.: Металлургия, 1984. – 232 с.

25 Каблуковский, А.Ф. Краткий справочник электросталеваара Справочное издание./ Каблуковский, А.Ф. – М.: Металлургия, 1994. – 352 с.

26 Казачков, Б. А. Расчеты по теории металлургических процессов./ Казачков, Б. А. – М.: Металлургия, 1988. – 288 с.

27 Лазаренков, А. М. Охрана труда на предприятиях металлургического производства./ Лазаренков, А. М. – Мн.: Технопринт, 2002. – 264 с.

28 Злобинский, Б. М. Охрана труда в металлургии./ Злобинский, Б. М. Злобинский, Б. М. – М.: Металлургия, 1975. – 520 с.

29 Бринза, В. Н. Охрана труда в черной металлургии./ Бринза, В. Н., Зиньковский, М. М. – М.: Металлургия, 1985. – 336 с.

30 Браун, Д. Б. Анализ и разработка системобеспечения техники безопасности./ Браун, Д. Б. – М.: Машиностроение, 1979. – 359 с.

					22.03.02.2020.213.35 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		73