

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.

Обоснование технологии производства сплава 20Х13 в условиях
электросталеплавильного производства

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ – 22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР

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

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

Автор проекта
студент группы ДО – 475
_____ А.В. Сигов
_____ 2020 г.

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

Челябинск 2020

АННОТАЦИЯ

Сигов А.В. Обоснование технологии производства сплава 20X13 в условиях электросталеплавильного производства. Челябинск: ЮУрГУ, ДО-475; 2020, 100 с., библиогр. список 9 наим., 5 чертежей ф. А1.

В выпускной квалификационной работе рассматривается процесс получения сплава марки 20X13 в условиях электросталеплавильного производства на предприятии ПАО «АМЗ» в ЭСПЦ-2. В электросталеплавильном цеху в настоящее время установлен агрегат «ковш-печь» (АКП) и запущена машина непрерывного литья заготовки (МНЛЗ), реализовался проект: «Реконструкция сталеплавильного производства с вводом в эксплуатацию первой в России и 34 - ой в мире электропечи с непрерывной загрузкой сырья».

Технология получения сплава 20X13 предусматривает расплавление металлического лома в ДСП, выплавки полупродукта, операции легирования, доводки по составу и температуре осуществляются методами внепечной обработки.

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.	Сигов				Обоснование технологии производства сплава 20X13 в условиях электросталеплавильного производства	Лит.	Лист	Листов
Провер.	Меденков						4	100
Реценз.								
Н. Контр.	Микерина							
Утв.	Виноградов							
					ЮУрГУ Кафедра ТТuС			

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	6
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	8
1.1 Назначение выплавляемого сплава.....	8
1.2 Описание сплава.....	8
1.3 Технология выплавки сплава и работа оборудования в условиях ПАО АМЗ.....	9
1.3.1 Выбор оборудования для выплавки.....	12
1.3.2 Выбор шихты для выплавки.....	16
1.3.3 Выбор огнеупорных материалов.....	17
1.3.4 Технологическая карта выплавки.....	19
1.3.5 Контроль качества продукции.....	26
2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ.....	28
2.1 Расчет энергоемкости оборудования.....	28
2.2 Нормирование технологических процессов получения продукции....	28
2.3 Расчет материального баланса выплавки сплава 20Х13 в ДСП.....	29
2.3.1 Расчет шихты.....	29
2.3.2 Выплавка стали в ДСП. Период плавления.....	31
2.3.3 Окислительный период.....	45
2.3.4 Содержание газов в металле под слоем шлака в условиях открытой плавки ДСП.....	53
2.3.5 Обработка стали в печи-ковше.....	55
2.4 Расчет теплового баланса.....	71
3 ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ВЫПУСКАЕМОЙ ПРОДУКЦИИ.....	82
3.1 Возможные способы нарушения технологического режима выплавки сплава и борьба с ними.....	82
3.2 Виды брака и способы борьбы с ними.....	82
3.3 Возможное направление модернизации технологии получения стали 20Х13.....	86
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ....	90
5 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ. ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЕ СРЕДЫ.....	92
5.1 Общие требования охраны труда.....	92
5.2 Охрана труда при работе на агрегатах.....	92
5.3 Мероприятия и средства по созданию безопасных и безвредных условий труда.....	93
5.4 Мероприятия по пожарной безопасности.....	95
5.5 Охрана окружающей среды.....	98
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	99
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	100

ВВЕДЕНИЕ

Развитие современной техники и промышленности основано, главным образом, на применении металла. Получение достаточных количеств металла, обладающего необходимыми механическими, физическими и физико-химическими свойствами, позволяет сооружать мощные гидроэлектростанции, атомные реакторы, строительные конструкции и многое другое. То есть новая техника XXI века - техника высоких давлений и температур, больших скоростей и сильных химических воздействий - потребовала новых материалов для машин, аппаратов и других металлических изделий. Такими материалами и явились высококачественные и специальные стали и сплавы.

Таким образом, черная металлургия - одна из важнейших отраслей современной промышленности не только России, но и многих других стран.

Важнейшим условием развития и возрождения черной отечественной металлургии является обеспечение конкурентоспособности выпускаемой продукции: ее низкой себестоимости и высокого качества, которое удовлетворяет требованиям международного рынка. Выполнение этого условия обеспечивается использованием современной техники и технологии, автоматизации и компьютеризации производственного процесса, высокой производительностью труда.

Внедрение инноваций и использование энерго-, ресурсо- и трудосберегающих технологий практически на всех металлургических переделах должны обеспечивать повышение конкурентоспособности производств и продукции.

В металлургической практике применяются три главных сталеплавильных процесса, использующих различное преобразование энергии в тепловую с последующей передачей ее шихтовым материалам и расплавленной металлической ванне: мартеновский, кислородно-конверторный и электроплавильный.

Развитие инновационной составляющей металлургии в значительной мере определяется состоянием электрометаллургии как наиболее наукоемкой, энергосберегающей и экологичной технологии.

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

В связи с этим произведена поэтапная реконструкция мартеновского цеха с последующим выходом на современный технологический уровень. Было принято решение о строительстве, отделения непрерывной разливки стали, в которое вошли агрегат «ковш-печь» и слябовая МНЛЗ, с последующим строительством электросталеплавильного цеха. В здании нового электросталеплавильного комплекса (ЭСПК) установлена дуговая сталеплавильная печь (ДСП-120 + «CONSTEEL») с конвейерной загрузкой металлошихты.

										Лист
										6
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР

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

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

Целью дипломной работы стало изучение этих современных технологий производства и возможности их применения в условиях ПАО «Ашинский металлургический завод». В связи с этим были определены задачи исследования:

1. Изучение и описание выбранной для производства в условиях ПАО «АМЗ» марки стали.
2. Изучение существующей технологии производства стали на ПАО «АМЗ».
3. Осуществление и обоснование выбора типа агрегата для использования в условиях ПАО «АМЗ».
4. Расчет материального и энергетического баланса выбранного электросталеплавильного агрегата.
5. Описание технологической цепочки, начиная с выплавки и заканчивая разливкой стали.

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
						7
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Назначение выплавляемого сплава

Сплав 20X13 – сталь коррозионно-стойкая, жаропрочная, мартенситного класса. Заменителем является: 12X13, 14X17H2.

Применение: энергетическое машиностроение и печестроение; турбинные лопатки, болты, гайки, арматура крекинг-установок с длительным сроком службы при температурах до 500 °С.

Сортамент сплава 20X13:

- сортовой прокат, в том числе фасонный ГОСТ 5949-75, ГОСТ 2590-2006, ГОСТ 2591-2006, ГОСТ 2879-2006, ГОСТ 18968-73, ГОСТ 19442-74 .
- калиброванный пруток ГОСТ 8559-75, ГОСТ 8560-78, ГОСТ 7417-75.
- шлифованный пруток и серебрянка ГОСТ 14955-77, ГОСТ 18907-73.
- лист толстый ГОСТ 7350-77.
- лист тонкий ГОСТ 5582-75.
- лента ГОСТ 4986-79.
- полоса ГОСТ 4405-75, ГОСТ 103-2006, ГОСТ 18968-73.
- проволока ГОСТ 18143-72.
- поковки и кованные заготовки ГОСТ 1133-71, ГОСТ 18968-73, ГОСТ 25054-81.
- трубы ГОСТ 14162-79.

1.2 Описание сплава

Химический состав сплава 20X13 (ГОСТ 7350-77) приведен в таблице 1

Таблица 1 – Химический состав сплава 20X13 (ГОСТ 7350-77) (в процентах)

Кремний (Si), не более	0,6
Марганец (Mn), не более	0,6
Никель (Ni), не более	0,6
Сера (S), не более	0,025
Углерод (C)	0,16-0,25
Фосфор (P), не более	0,03
Хром (Cr)	12-14

Жаропрочные хромистые стали мартенситного класса применяют в различных энергетических установках, они работают при температуре до 600 °С.

Механические свойства сплава 20X13 представлены в таблице 2

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		8

Таблица 2 – Механические свойства сплава 20X13

Термообработка, состояние поставки	σ_B , МПа	$\delta_{0.2}$, МПа	δ_5 , %
Прутки. Закалка 1000-1050 °С, воздух или масло. Отпуск 600-700 °С, воздух или масло.	830	635	10
Прутки. Закалка 1000-1050 °С, воздух или масло. Отпуск 660-770 °С, воздух, масло или вода.	650	440	16
Прутки шлифованные, обработанные на заданную прочность.	510-780	-	14
Листы горячекатаные или холоднокатаные. Закалка 1000-1050 °С, воздух. Отпуск 680-780 °С, воздух или печь (Образцы поперечные).	509	372	20
Поковки. Закалка 1000-1050 °С, воздух или масло. Отпуск 660-770 °С, воздух.	588	441	14
Лента холоднокатаная. Отжиг или отпуск 740-800 °С.	500	-	8-16

Механические свойства сплава 20X13 при повышенных температурах приведены в таблице 3

Таблица 3 – Механические свойства сплава 20X13 при повышенных температурах

t испытания, °С	$\sigma_{0.2}$, МПа	σ_B , МПа	ψ , %
20	510	710	21
300	390	540	18
400	390	520	17
450	370	480	18
500	350	430	33
550	275	340	37
800	59	70	51
850	-	-	43
900	-	-	56
1000	39	61	59
1150	21	31	84

Технологические свойства сплава 20X13 приведены в таблице 4

Таблица 4 – Технологические свойства сплава 20X13

Свариваемость	Ограниченно свариваемая
Флокеночувствительность	Не чувствительна
Склонность к отпускной хрупкости	Склонна

1.3 Технология выплавки сплава и работа оборудования в условиях ПАО «АМЗ»

Технология производства стали на ПАО «АМЗ» включает следующие этапы:

1. Подготовка металлошихты (металлолом, скрап, чугун) и погрузка ее на конвейер.

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
						9
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

2. Транспортировка металлошихты конвейером и загрузка ее в ДСП.
3. Выплавка полупродукта в ДСП.
4. Выпуск стали в сталь-ковш и его транспортировка на внепечную обработку стали.
5. Внепечная обработка полупродукта в агрегате ковш-печь (АКП) с доведением стали по химическому составу до заданной марки, температуры и окисленности, требуемой для разливки на МНЛЗ.
6. Транспортировка жидкой стали в отделение непрерывной разливки стали.
7. Разливка стали на МНЛЗ с получением стальной заготовки – слябы.
8. Транспортировка слябы в прокатный цех (ЛПЦ № 1 – прокатный стан № 2850).
9. Прокат стальной заготовки с получением годного проката.[6]

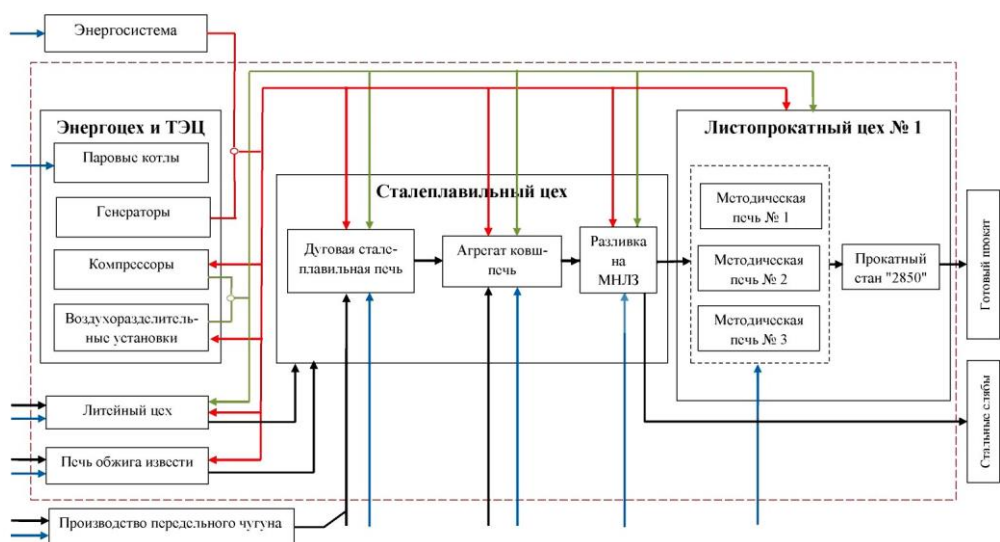


Рисунок 1 – технология выплавки стали на ПАО «АМЗ»

Плавильной частью на печи Consteel является трехфазная печь с электродной группой, водоохлаждаемым сводом и стеновыми панелями. Печь оснащена системой эркерного выпуска металла и механизмами наклона, а также механизмами подъема и поворота свода. В стене печи имеется проем, к которому примыкает газоход с конвейером для подачи в печь лома и отвода газов.

В горячей зоне конвейера происходит нагрев лома отходящими газами до среднemasсовой температуры 150 – 200 °С. В этой зоне лом освобождается от остатков снега, льда и частично происходит испарение влаги. Однако низкая температура газов, малая продолжительность пребывания лома в зоне нагрева

(~ 6 мин) и неоптимальные условия теплопередачи от отходящих газов к слою шихты не позволяют, особенно в зимний период, полностью избавиться от влаги. В лотке конвейера накапливается вода, которая попадает в ванну печи. Это приводит к хлопкам в рабочем пространстве печи, а при определенных условиях и к взрывам. В связи с этим остается актуальной проблема нагрева лома до более высокой температуры и исключения попадания воды в металлический расплав.

При нахождении печи в исходном состоянии в боковой ее проем вводят переднюю (разгрузочную) часть конвейера, зажигают дуги на жидкую ванну и включают конвейер для загрузки металлолома.

В течение всей плавки дуги горят на жидкую ванну и полностью экранированы шлаком. Лом погружается в жидкий расплав и растворяется в нем. Тепло, выделяющееся в дугах, передается жидкой ванне и твердой шихте в основном конвекцией. В этих условиях для исключения перегрева футеровки и стеновых панелей температуру металла не поднимают выше 1530 – 1560 °С. Режим вспененного шлака поддерживается в течение всей плавки, что обеспечивает защиту футеровки и стеновых панелей от теплового излучения электрических дуг. Кроме того, постоянное экранирование дуг обеспечивает более полное усвоение мощности и предотвращает насыщение стали азотом.

Для вспенивания шлака с первых минут плавки в печь вдувают порошок углеродсодержащего материала (УСМ) и начинают продувать ванну кислородом. Через 2,5 мин по системе весового дозирования начинают подавать в печь известь со скоростью 300 кг/мин, постепенно снижая ее до 200 и 100 кг/мин.

Общее количество извести, подаваемой в печь за плавку, колеблется от 5,5 до 8,0 т в зависимости от ее качества (содержания СаО и потерь при прокаливании). Подачу извести в печь прекращают одновременно с окончанием загрузки металлолома. Углеродистый материал высокого качества (УМВК) фракции 20 – 50 мм подают со скоростью до 100 кг/мин, общее количество подаваемого за плавку материала составляет 800 – 1500 кг. Ввод УМВК осуществляют 2 – 3 порциями с десятой по сороковую минуту плавки. Вдувание УСМ проводят через три стеновые фурмы, общее количество этого материала, подаваемого в печь за плавку, составляет 1800 – 2500 кг.

По рекомендации фирмы «Даниели», продувку ванны кислородом начинают с первой минуты плавки одной комбинированной фурмой-горелкой с интенсивностью 1000 – 1200 м³/ч. Примерно через 6 – 7 мин подключают вторую фурму с такой же интенсивностью продувки, затем третью и четвертую. К середине плавления общий расход кислорода, вдуваемого в ванну, составляет 5500-5800 м³/ч. При работе газокислородных фурм в режиме кислородной продувки общий расход кислорода на четыре фурмы составляет 6400 м³/ч. Продувку ванны кислородом ведут до конца плавки. Максимальный расход природного газа на каждый модуль составляет 250 м³/ч. По мнению специалистов фирмы «Даниели», защитная «рубашка» из природного газа (система «Ко–Джет») обеспечивает когерентность кислородной струи. Для окисления указанного количества природного газа требуется 500 м³/ч кислорода.

Для предотвращения повышенного износа футеровки во второй половине плавки в печь присаживают магнезитсодержащий материал массой 500–1000 кг одной порцией со скоростью 200 – 300 кг/мин. При этом в шлаке поддерживают содержание оксида магния в диапазоне 6 – 10 %, корректируя его в зависимости от основности шлака.

Шлак сливается через порог рабочего окна в шлаковый коридор, устроенный между элементами фундамента печи на уровне нулевой отметки и с трех сторон обрамленный стальными плитами. Отгрузка шлака от печи проводится гусеничным фронтальным погрузчиком.

										Лист
										11
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР					

При достижении 90 – 95 % общей загрузки металлошихты интенсивность подачи лома уменьшают, а затем конвейер останавливают и разгрузочную часть конвейера выводят из рабочего пространства печи. Металл нагревают до температуры 1600 – 1640 °С. Сталеразливочный ковш с температурой футеровки не менее 1000 °С подают под печь за 10 мин до выпуска металла. После получения информации по результатам химического анализа и достижения заданной температуры стали печь наклоняют на 3° и открывают шибер эркерного отверстия. Управление наклоном печи ведется с поста управления выпуском. В случае если струя металла не появилась после открытия шибера, прожигают выпускное отверстие кислородом. После слива примерно 50 т металла в ковш присаживают раскислители и легирующие материалы через систему подачи ферросплавов. По мере наполнения ковша увеличивают угол наклона печи до 14°. Во время выпуска и не менее 2 мин после выпуска проводят продувку металла аргоном в ковше через донную фурму. Количество выпущенного в ковш металла контролируется по данным системы взвешивания на сталевозе.

По окончании выпуска заданного количества металла (~ 120 т) печь быстро (со скоростью > 5°/с) возвращают в исходное положение, а ковш с металлом передают на АКП. После этого зачищают выпускное отверстие, закрывают шибер, уплотняют его, в выпускное отверстие засыпают стартовую смесь (обычно порошок дунита), и печь готова к началу следующей плавки.[6]

1.3.1 Выбор оборудования для выплавки

Выплавку стали предлагается производить в дуговой сталеплавильной печи (ДСП) по технологии процесса Consteel. Эта технология представляет собой выплавку электростали с непрерывной загрузкой горячей шихты в сталеплавильную печь.

Система непрерывной загрузки лома в печь представляет собой новый технологический процесс, применимый к существующим или новым печам постоянного или переменного тока и позволяющий сократить время отключений печи, а также повысить ее производительность.

Непрерывная загрузка лома допускает эксплуатацию печи с плоской ванной и, следовательно, позволяет значительно уменьшить броски тока и шум печи. В результате мощность, подводимая к ДСП, может быть увеличена на 20 % при неизменной мощности короткого замыкания сети и без увеличения уровня пульсаций. При непрерывной загрузке лома расход энергии сокращается примерно на 20 кВт/ч на тонну жидкой стали, так как устраняются потери тепла, вызываемые открытием свода печи для завалки лома бадьями.

Основными задачами этой технологии являются:

1. улучшение технико-экономических показателей работы печи вследствие уменьшения времени отключений и потребления электроэнергии;
2. сокращение объема технического обслуживания за счет уменьшения числа операций механического, гидравлического и электрического оборудования;
3. уменьшения неблагоприятного воздействия на окружающую среду при сокращении числа отверстий в своде печи;

						22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			12

4. повышение безопасности операторов при отсутствии брызг стали;
5. сокращение числа операций в сталеплавильном цехе при уменьшении количества электромостовых кранов и сталевозов.

Сущность процесса состоит в том, что скрап через конвейерный туннель непрерывно загружается в дуговую сталеплавильную печь (ДСП) через специальное загрузочное окно в кожухе печи. Навстречу движению скрапа через окно в туннель идет поток горячих печных газов, которые нагревают скрап перед загрузкой в ДСП. Конвейерная система соединяет скрапной двор с ДСП.

Основные технические характеристики оборудования ДСП (таблица 5).

Таблица 5 – Общие характеристики агрегата

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°
Емкость печи	144,5 м ³
Тип электродных консолей	проводные
Круговой диаметр электродов	1250 мм
Диаметр электрода	610 мм
Длина электрода	2700 мм
Емкость корзины для лома	85 м ³

Таблица 6 – Технические характеристики наклонной платформы

Межцентровое расстояние люлек	7400 мм
Радиус изгиба люльки	5230 мм
Ширина люльки	400/680/600 мм
Расстояние между центровыми осями печи и люльки	350 мм
Диаметр роликов	700 мм
Тензодатчики	4 штук
Точность системы взвешивания	0.5 %

Таблица 7 – Технические характеристики централизованной системы смазки

Емкость резервуара	10 кг
Макс, давление	2,5 МПа
Продолжительность цикла	5 минут
Продолжительность остановки	2 часа

1.3.1.1 Загрузочный конвейер ДСП «CONSTEEL»

Установка подогрева и непрерывной загрузки в электродуговую печь по технологии «Consteel» представлена на рисунке 2.

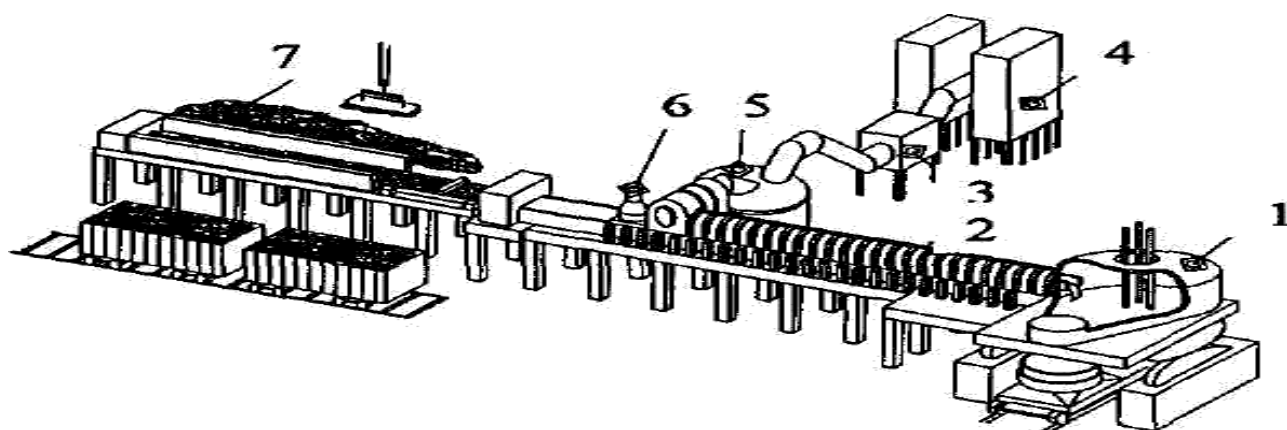


Рисунок 2 – Установка подогрева и непрерывной загрузки в электродуговую печь по технологии «Consteel»

1 - электродуговая печь; 2 - зона нагрева шихты печными газами; 3 - камера охлаждения отходящих газов; 4 - мешочные фильтры; 5 - камера дожигания отходящих газов; 6 - динамическое уплотнение; 7 - зона загрузки.

Для осуществления процесса «Consteel» в ДСП вдувают угольный порошок в струе кислорода. В результате в печной атмосфере образуются оксиды CO и CO₂. В конвейерный туннель (туннельный нагреватель) подают воздух для дожигания CO в печных газах. Предварительный нагрев скрапа во многом определяется процессом дожигания CO в ДСП и туннельном нагревателе. Для оптимизации процессов предварительного нагрева и плавки скрапа ДСП и туннельный нагреватель следует рассматривать как единую теплотехническую систему.

Это связано с тем, что часть тепловой энергии дожигания CO остается в печи, остальное количество идет на предварительный нагрев скрапа на конвейере.

По пути к печи скрап проходит зону подогрева, где нагревается отходящими печными газами, подаваемыми в направлении, обратном движению скрапа (по принципу противотока). На участке подогрева скрапа оксид углерода (CO), содержащийся в отходящих газах, окисляется при подаче воздуха

автоматической системой вдувания. При протекании экзотермических реакций выделяется дополнительное количество тепла, поглощаемое скрапом.

В процессе непрерывной загрузки скрапа металл в ванне ДСП находится в жидком состоянии, и расплавление скрапа происходит при его погружении и растворении в металле.

Электрические дуги постоянно действуют на ванну жидкого металла, а не на твердый скрап, поэтому горение дуг стабильно в течение всей плавки и не подвержено возмущающему влиянию коротких замыканий электродов на твердые куски скрапа, как это происходит в случае периодической загрузки шихты (с подогревом или без него).

Технология «Consteel» имеет две главные особенности, которые делают ее отличной от большей части других технологий расплавления скрапа в ДСП: предварительный подогрев и непрерывная загрузка шихты. Это обеспечивает следующие преимущества для производителя металлопродукции: быструю окупаемость инвестиций; снижение производственных затрат; высокую производительность и гибкость производства; снижение отрицательного влияния на окружающую среду и безопасность для персонала.

Предварительный подогрев шихты позволяет значительно сократить расход технологической электроэнергии на расплавление. При средней температуре подогрева скрапа от 400 до 600 °С и полноте расплавления от 70 до 80 % массы завалки экономия энергии колеблется от 80 кВт/ч на тонну жидкой стали на выпуске. Эти значения подтверждены опытом существующих установок «Consteel».

Постоянная модернизация сталеплавильных агрегатов привело к существенному увеличению объемов производства до 600 тыс. тонн стали. Сегодня, в связи с вводом в эксплуатацию электропечи и агрегата непрерывной разливки стали достигаются высокие показатели по качеству и стабильности характеристик в серийной продукции завода.

Загрузочный конвейер металлошихты в ДСП «CONSTEEL» состоит из трёх конвейеров и соединительного тележечного конвейера, приводимых от одного концевого привода и двух расчленённых приводных блоков.

Каждый конвейер изготовлен из стальных поддонов в сборе, смонтированных на стальной раме, подвешенной посредством тяг на опорных стойках, закрепленных на бетонном фундаменте при помощи анкерных болтов. Конвейер, опирающийся на узлы «тяга/противовес/опора», совершает колебания в горизонтальной плоскости за счёт приводного блока, закреплённого на конце узла в сборке «поддон/рама» (концевой привод).

Это дифференциальное перемещение, сообщаемое приводом, приводит к поступательному перемещению загрузки вдоль конвейера в соответствии с принципом скачкообразного движения с регулированием скорости подачи загрузки по конвейеру в пределах от 0 м/мин. до 5,5 м/мин.

Загрузочный конвейер осуществляет приёмку скрапа, загружаемого кранами скрапового двора, и передает его в подогревательную секцию.

Загрузочная часть конструкции установки амортизирует ударные нагрузки,

										Лист
										15
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР					

возникающие во время загрузки металлошихты, а износостойкая стальная пластина защищает стальное днище поддона. Толстые защитные листы установлены по обеим сторонам загрузочной секции конвейера с целью упрощения погрузочных операций и защищают конструкции и мостки для осмотра от падающих кусков скрапа.[6]

Таблица 8 – Технические характеристики конвейера

Номинальный размер установки (ширина по днищу поддона)	2,000 мм
Высота конвейера	800 мм
Длина подогревательной секции установки	~ 26 м
Длина загрузочного конвейера	71 м
Длина соединительного тележечного конвейера	5 м
Регулирование скорости скрапа	Посредством инвертеров
Скорость скрапа на конвейерах	до 5,5 м/мин.
Плотность скрапа на конвейере (средняя)	0,7 т/м ³

1.3.2 Выбор шихты для выплавки

Качество металлической шихты, легирующих, окислителей, шлакообразующих и заправочных материалов, используемых при выплавке стали, должно соответствовать требованиям нормативно-технической документации. Не допускается к использованию шихта, загрязненная цветными металлами.

Максимальная масса кусков шихты, используемой на плавку, не должна превышать 10 % от массы садки. Количество крупной шихты не должно превышать 40 % завалки (с учетом грузоподъемности завалочных устройств).

Количество стружки в шихте допускается не более 20 % от массы шихты. Недостающее количество углерода следует вводить в шихту электродным боем, электродной стружкой, коксом или чугуном.

Металлический лом и металлизированные окатыши подвергаются подогреву на ленточном конвейере системы Consteel.

Суммарное содержание в шихте и легирующих остаточных элементов (примесей), не удаляемых в процессе выплавки, не должно превышать значений заданного химического состава марки стали.

Размер кусков шлакообразующих материалов не должен превышать 150 мм.

Известь на плавку необходимо применять свежеебожженную с размером кусков 20 – 80 мм. Транспортировка извести в электросталеплавильные цехи должна производиться в плотно закрытых контейнерах, исключающих попадание влаги.

Для контроля качества извести с каждого вагона не позже, чем через 30 мин.

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		16

после постановки в цех, должна быть отобрана проба массой не менее 0,5 кг и отправлена в плотно закрытой банке в химлабораторию на анализ содержания CaO, CO₂ и H₂O.

Содержание CaO должно быть не менее 88 %, CO₂ – не более 4 %, H₂O – не более 1,5 %.

Известь с содержанием влаги более 1,5 % и до 3 % допускается использовать в плавление или окислительный период, а после прокаливания при температуре не менее 600 °С в течение не менее 40 мин – и в восстановительный период.

Известь, пригодная к применению, должна быть использована в течение 12 часов с момента поставки её в цех. Определение пригодности к использованию, контроль за расходом извести, должны производиться контрольным мастером ОТК.

Влажность газообразного кислорода должна быть не более 0,8 г/м³, что проверяется на кислородной станции и ежемесячно записывается в каждой плавильной карте контрольным мастером ОТК.

Шихтовые материалы перед использованием на плавку должны быть взвешены.

Шлакообразующие и заправочные материалы допускается готовить на плавку специальной тарированной емкостью.

В качестве тарированной емкости разрешается использовать также мульды, не имеющие наваров, прогаров, деформаций, приводящих к искажению внутреннего объема.

Перед завалкой шихты в печь мастер по плавкам должен произвести расчет шихты и занести его в плавильную карту.

В печь перед завалкой шихты и во время её плавления должны присаживаться шлакообразующие материалы: известь (или известняк) и шамот в соотношении 2 : 1 в количестве 1,0 – 1,5 % от массы шихты.

При разной габаритности шихты первая завалка её должна производиться в следующем порядке: на подину заваливают часть мелкой шихты, затем более крупную и наверх – оставшуюся часть мелкой шихты.

Разрешается использовать скрап шлакового отвала – «сундуки» общей массой до 200 кг/т завалки.

Завалка металлического сырья основана на применении технологии процесса «Consteel» (непрерывная сталь). Известь и другие добавки вводятся на транспортер конвейера после подогревателя.

Для предупреждения возможности окисления металлической шихты горение в подогревателе контролируется по температуре и составу отходящего из него газа так, что в прилегающей к дуговой печи зоне поддерживается восстановительная атмосфера, а на входе – окислительная.[6]

1.3.3 Выбор огнеупорных материалов

Футеровка дуговых сталеплавильных печей состоит из трёх основных частей: подины, кладки стен и свода. Основанием футеровки, вмещающим ванну печи, служит подина, играющая существенную роль при плавке стали. Она работает в

										Лист
										17
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР					

тяжёлых тепловых и механических условиях. На раскалённую подину укладывается при загрузке холодная шихта; подина испытывает резкие температурные колебания, удары и давление. Поэтому она должна иметь необходимую механическую прочность при температуре (800 – 1000)°С.

При перемешивании жидкой ванны подина подвергается размывающему действию расплавленной стали.

Наконец, подина должна иметь тепловое сопротивление, достаточное для того, чтобы обеспечить минимальный температурный перепад по глубине ванны.

Тепло в печи выделяется в дугах, у поверхности металла, и тепловой поток направлен от поверхности к подине. При установившемся тепловом режиме ванны значение этого теплового потока определяется тепловыми потерями через подину, которые обуславливают температурный перепад по высоте металла. Ввиду этого подину дуговой печи выполняют из трёх слоёв:

- внутреннего набивного, необходимого для того, чтобы образовать ванну со стенками, непроницаемыми для жидкого металла;
- среднего, состоящего из кирпичной огнеупорной кладки и воспринимающего механическую нагрузку от набивного слоя;
- наружного теплоизоляционного слоя, работающего в более легких тепловых условиях и обеспечивающего необходимое тепловое сопротивление подины.[6]

Таблица 9 – Основные огнеупорные материалы ДСП

Наименование	Марка	Назначение	Характеристики, %
Периклазовый кирпич	MZ-91	Арматурный слой, рабочая футеровка нижних частей стен	MgO≥91,0 SiO ₂ ≤4,0 CaO≤3,0 Fe ₂ O ₃ ≤1,5
Периклазоуглеродистый кирпич	MayCarb 573-CY	Шлаковый пояс и верхние части стен	MgO≥82,0 SiO ₂ ≤1,8 CaO≤1,4 Fe ₂ O ₃ ≤1,0
Периклазоуглеродистый кирпич	MayCarb 416-BX	Шлаковый пояс, верхние части стен. Рабочее окно	MgO≥76,0 SiO ₂ ≤1,25 CaO≤1,15 Fe ₂ O ₃ ≤0,95
Периклазоуглеродистый кирпич	MayCarb 572-GX	Нижняя зона шлакового пояса	MgO≥84,0 SiO ₂ ≤1,4 CaO≤1,2 Fe ₂ O ₃ ≤0,95
Периклазоуглеродистый кирпич	MayCarb 415-BX	Сталевыпускное отверстие	MgO≥76,0 SiO ₂ ≤1,75 CaO≤1,25 Fe ₂ O ₃ ≤0,85
Периклазоуглеродистый кирпич	MayCarb 413-BX	Футеровка горячих зон	MgO≥82,0 SiO ₂ ≤1,8 CaO≤1,3 Fe ₂ O ₃ ≤1,0

Продолжение таблицы

Масса периклазовая на фосфатной связке	MT-68	Масса для сборки ленточного узла	Al ₂ O ₃ ≤ 1,2 SiO ₂ ≤ 1,8 MgO 63,0 – 69,0 CaO 24,0 – 30,0 Fe ₂ O ₃ ≤ 7,5
Набивная масса	JENEART H 355D	Масса для набивки подины	MgO ≥ 82,0 SiO ₂ ≤ 1,5 CaO 10,0 – 11,0 Фракция 0 – 6 мм Плотность, кг.дм ³ – 2,2
Набивная масса	JENEART H 30BA	Масса для набивки стен и откосов	MgO ≥ 82,0 SiO ₂ ≤ 1,5 CaO 10,0 – 11,0 Фракция 0 – 6 мм Плотность, кг.дм ³ – 1,9
Порошок	Theramer Fill 226	Засыпка эркера ДСП	MgO 48,3 SiO ₂ 42,4 Fe ₂ O ₃ 7,4
Торкрет-масса	JEGUN 378/1	Торкрет-масса	MgO ≥ 81,0 CaO ≥ 7,0 SiO ₂ ≥ 1,8 Fe ₂ O ₃ ≤ 7,0 Фракция 0 – 3 мм
Заправочный материал	JEFRIT GM-1	Заправочная масса для «шлакового пояса» и подины	MgO 76,0 – 86,0 CaO 5,0 – 12,0 SiO ₂ – 2,5 Fe ₂ O ₃ – 8,0 Фракция 0 – 10 мм Масло 1,0 – 2,0
Порошок	Nozolex 3136SF	Стартовая смесь для эркера	MgO - 7,5 Cr ₂ O ₃ - 33,0 SiO ₂ – 29,0 Fe ₂ O ₃ – 17,5 Al ₂ O ₃ – 10,5

1.3.4 Технологическая карта выплавки

При назначении марки стали на выплавку необходимо:

1. принимать во внимание марку стали предыдущей плавки и при значительном расхождении в хим. составе назначать плавки промежуточного хим. состава или шихтовой болванки;
2. после холодного или частичного ремонта производить выплавку стали менее ответственного назначения на углеродистых отходах с окислением.
3. после капитального ремонта выплавлять не менее двух плавков стали менее ответственного назначения на углеродистых отходах с окислением.

В случае смены свода без ремонта стен сталь выплавляют по всем заказам, при этом необходимо учитывать повышенный расход тепла на прогрев свода.

Измерение температуры жидкого металла следует производить в соответствии с установленными нормами. Температура металла по ходу плавки и в ковше должна соответствовать значениям, указанным в этих нормах, либо в частных технологических инструкциях.

Порядок отбора проб металла и количество анализов элементов по ходу плавки должны соответствовать требованиям.

Рекомендуется сталь выплавлять в суженных пределах заданного химического состава.

Непрерывный процесс плавления и рафинирования шихты происходит под вспененным шлаком, при этом ванна расплава обеспечивает тепловую инерцию.[6]

1.3.4.1 Период плавления

В технологии «Consteel» лом расплавляется быстро по мере его подачи в расплав, а тепло для плавления лома обеспечивается электродной дугой, экранированной вспененным шлаком, при этом в печи практически отсутствует нерасплавленный лом.

Результатом этого являются большая стабилизация дуги, весьма низкие помехи в электрической системе и пониженная потребность в специальном электрооборудовании для сокращения колебаний напряжения, вызывающих фликкер - или эффект гармоник. Для полного управления поведением шлака в целях оптимизации вспенивания и минимизации эрозии футеровки печи в программном обеспечении предусмотрена специальная оптимизирующая функция «Анализа гармоник».

Увеличение гармоник в токе питания электродов свидетельствует о недостаточном вспенивании шлака. С помощью функции "Анализ гармоник" ведется постоянное слежение за гармониками во всех трех фазах, и в случае их увеличения сверх допустимых величин оператору подается аварийный сигнал.

Температура ванны поддерживается в диапазоне кипения углерода, а при введении кислорода под зеркало ванны образуется окись углерода, которая способствует перемешиванию ванны и вспениванию шлака, а затем используется для сгорания в камере подогревателя.

Нагрев лома в результате сгорания СО дает большую экономию энергии от введения кислорода в ванну - в целом порядка 2,0 – 3,0 кВт/Нм³ кислорода по сравнению с 1,0 кВт/Нм³ в обычных ДСП.

Рабочий цикл установки «Consteel», составляет 50 – 60 минут от выпуска до выпуска, при составе 90 % лома и 10 % чугуновых чушек.

Для поддержания необходимого температурного режима ванны с помощью системы управления процессом «Consteel» контролируется тепловой баланс печи.

Температура ванны в основном регулируется путем корректировки скорости загрузки лома.[6]

										Лист
										20
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР					

Через регулярные промежутки времени производятся ручные или автоматические замеры температуры, которые сравниваются с заданными значениями.

При стабильной работе установки «Consteel» температурные замеры осуществляются всего несколько раз и в основном приходятся на последние минуты перед выпуском. Состав стали обычно определяется дозированным смешиванием загружаемого лома и чугунных чушек.[6]

1.3.4.2 Окислительный период

Окислительный период следует начинать после 80 % расплавления шихты. Шлак окислительного периода должен быть пенистым, жидкоподвижным, самотеком сходить через порог завалочного окна.

Конечная стадия плавки в ДСП включает следующие операции: отбор последней пробы металла, скачивание шлака, выход на заданную температуру (1560 °C – 1600 °C).

Скачивание плавильного шлака производят в случаях:

1. получения магнезиального шлака;
2. наличия повышенного содержания марганца и хрома в металле.

Происходит совмещение процесса окисления с периодом плавления.

Состав шлака периода плавления в пределах, %: 10 – 25 FeO_{общ}; 35 – 40 CaO; 8 – 20 MgO; 10 – 25 SiO₂; 5 – 10 Al₂O₃.

Шлак окислительного периода должен наводиться (или обновляться) из извести и шамота (или боксита, отработанных флюсов ЭШП).

Отбор пробы металла после окончания плавления в 90 % плавов необходим только для контроля содержания углерода. Содержание углерода в пробе металла, отобранной перед снятием окислительного шлака, должно быть не ниже нижнего предела заданного химического состава.

После получения содержания углерода, обеспечивающего нормальное проведение рафинировки, шлак окислительного периода скачивают.

Частичное удаление шлака начинается приблизительно за 10 минут до выпуска металла.

Скачивание шлака осуществляется способом перелива. Для данной операции печь можно слегка наклонить.

К концу плавки состав шлака должен иметь следующий состав, %: FeO < 10; CaO 40 – 50; MgO 3 – 12; SiO₂ 15 – 25; Al₂O₃ 1,5 – 3; (CaO) / (SiO₂) = 1,7 – 3,0.

После полного расплавления проводят короткую доводку в течение 10 – 15 мин без смены шлака. После выдержки ванны берут пробу металла на химанализ. Металл сливают в ковш и подвергают внепечной обработке на АКП.[6]

											Лист
											21
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР						

1.3.4.3 Выпуск стали

Чтобы начать выпуск металла, печь наклоняют на 2 градуса в сторону ковша, открывается заслонка эркерного выпускного отверстия, и сталь выпускается. Печь плавно наклоняется примерно на 10 градусов до тех пор, пока в ковше не будет зарегистрирован полная масса выпуска.

Затем оператор приводит в действие механизм быстрого возврата в исходное положение.

Плавка должна выпускаться в ошлакованный ковш.

Для обработки металла на установке "ковш – печь" используют футерованные сталеразливочные ковши.

Запрещается использование ковшей без проверки работоспособности продувочной пробки и герметичности аргонной разводки.

Ковш под плавку подаётся очищенный от остатков металла и шлака, с хорошим состоянием сливного носка, допускается наличие шлакового гарнисажа в районе шлакового пояса, выступающего вовнутрь ковша не более чем на 100 мм.

Ковш должен иметь температуру внутренней поверхности футеровки не ниже 1000 °С. Контроль температуры производится на стенке ковша на расстоянии от 0,5 до 1,0 м от днища, не более чем за 10 мин до начала выпуска металла из печи.

Ковш поднимают с установки высокотемпературного разогрева не более чем за 10 минут до выпуска плавки и очищают сталеразливочный канал.

В конце кампании печь можно наклонить до требуемого угла, чтобы полностью выпустить всю жидкую сталь.

Металл сливают в ковш и затем подвергают внепечной обработке на АКП.

Таким образом, технологическая схема выплавки сплава 20Х13 в условиях ПАО «АМЗ» будет выглядеть так: ДСП «Consteel» → сталеразливочный ковш → ковш – печь → машина непрерывного литья заготовок (МНЛЗ).[6]

1.3.4.4 Обработка стали в ковше – печи

С 2005 года на предприятии пущен в эксплуатацию агрегат печь-ковш, который используется для получения требуемой марки стали и усреднения химического состава стали.[6]

Основные технические данные АКП представлены в таблице 10

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		22

Таблица 10 – Основные технические данные агрегата ковш – печь

Наименование параметра	Величина	Примечание
Емкость ковша, т	117	120 max
Диаметр кожуха ковша в верхней части, мм	3700	
Номинальная мощность трансформатора, МВА	18	+ 10%
Номинальное первичное напряжение трансформатора, кВ	10	
Диапазон вторичных напряжений, В	318,5-132,5	
Номинальная сила тока электрода, кА	32,6	+ 10%
Диаметр электрода, мм	400	
Диаметр распада электродов, мм	700	
Скорость нагрева металла, град/мин.	3-4	Расчетная
Номинальное давление рабочей жидкости гидропривода, МПа	10	
Расход охлаждающей воды (без учета трансформатора), м ³ /ч	220	Расчетная
Давление воды на охлаждение, МПа:		
1. свода и элементов вторичного токоподвода,	0,6	
2. трансформатора.	0,25	
Температура охлаждающей воды на сливе, град.С	не более 55	
Расход электродов, кг/т	0,3-0,5	
Расход электроэнергии, квт.ч/т	40-50	
Расход азота, нм ³ /ч	2100-2500	
Давление азота, МПа	0,3-0,4	
Давление воздуха, МПа	0,4-0,6	
Расход аргона на продувку металла, м ³ /ч	5-25	
Давление аргона на продувку металла, МПа	0,6;1,2-1,5	

Сталеразливочные ковши, используемые для обработки стали на АКП, должны быть подготовлены и разогреты в соответствии с требованиями технологической инструкции "Футеровка и сушка сталеразливочных ковшей для агрегата «печь-ковш»".

Ковш, подаваемый под плавку, должен быть очищен от остатков шлака и скрапа. Температура внутренней поверхности футеровки ковша должна быть не менее 1000 °С за 5 минут до выпуска полупродукта.

Полупродукт передается в отделение непрерывной разливки стали (ОНРС) в ковше, перевозимом на передаточной тележке (сталевозе).

С целью удаления печного шлака, ковш с полупродуктом сначала устанавливают на машину скачивания шлака (МСШ). Уровень металла должен быть не выше 400 мм от верхнего края ковша. В случае его превышения на машине скачивания шлака излишки металла сливаются в шлаковую чашу.

После скачивания шлака устанавливают очищенный от шлака ковш с металлом на сталевоз АКП. Установка ковша с металлом на стенд наклона МСШ и установка ковша на сталевоз под обработку на АКП осуществляется с помощью крана.

Перед пуском АКП сталевар производит стыковку аргонопровода с ковшом для донной продувки, устанавливает сталевоз с ковшом в положение «под

											Лист
											23
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР						

крышкой», опускает свод на ковш, состыковав газоход с газоотводящим патрубком свода, создает разрежение в газоходе до начала обработки стали и устанавливает рабочий расход аргона для продувки стали (визуально по «пятну» продувки не более 0,5 м).

При нормальной работе пробки в автоматическом режиме, режимы подачи аргона должны быть согласованы с выбранным режимом нагрева (ступенью мощности) работы АКП, состоянием шлака и периодом обработки:

1. расход аргона по периодам обработки стали на АКП может изменяться в зависимости от состояния продувочного узла в пределах от 5 – 25 м³/час;

2. визуальный контроль продувки рекомендуется проводить каждые 5 – 10 минут, особенно при работе на высоких ступенях нагрева, оголение зеркала металла должно составлять не более 0,5 м в диаметре.

Для повышения стойкости футеровки шлакового пояса стальной ванны добавляют магнезитовый порошок марки ППК-88 в количестве до 0,6 кг/т. Перед включением АКП вводят твердую шлакообразующую смесь (ТШС) в количестве 300 кг из расчета 8 – 12 кг/т.

Нагрев металла начинают с более низких ступеней мощности и переходят к более высоким ступеням после образования достаточно жидкоподвижного шлака. Для уменьшения прямого излучения от дуг на футеровку ковша и уменьшения износа футеровки дуга должна быть прикрыта шлаком.

По результатам химического анализа определяется последующий режим обработки и производится доводка химического состава стали вводом ферросплавов, наведением рафинирующего шлака. После получения заданного химического состава и температуры на АКП в ковш с металлом подают 1 м³ теплоизоляционной смеси (ТИС) марки ТИС–250ВД. После обработки металла на АКП ковш с металлом снимается со сталевова №2 и устанавливается на сталевова №1 с помощью крана.

1.3.4.5 Применение непрерывной разливки стали

Начиная с 2007 года, на Ашинском металлургическом заводе появилась альтернатива разливке стали в изложницы – была пущена в эксплуатацию машина непрерывного литья заготовок (МНЛЗ).

Таблица 11 – Технические данные слябовой МНЛЗ

Количество ручьев, шт.	1
Радиус разливочной дуги, м.	8
Металлургическая длина машины, м.	25,68
Размерный сортамент отливаемых слябов	180х900 – 1600 мм 240х900 – 1600 мм длина слябов 4,5÷6,8 м

Продолжение таблицы

Скорость разливки	1,72-2,17 м/мин – для сляба толщиной 180 мм 0,97-1,22 м/мин – для сляба толщиной 240 мм
Емкость сталеразливочного ковша, т	110
Вес плавки, т	100
Цикл разливки, мин	50-60
Емкость промежуточного ковша, т	27-30
Кристаллизатор	прямой с изменением ширины и толщины
Механизм качания	гидравлический
Тип затравки	цепная
Вид резки заготовок	газовая

При практической эксплуатации осуществляется разливка с применением защитной трубы и погружного стакана, а так же аргона с добавкой разливочного порошка.

Для проведения одной серии разливки стали на МНЛЗ требуется один промежуточный ковш вместимостью 27 – 30 тонн. Осуществление режима работы "плавка на плавку" требует использования двух промежуточных ковшей. Это достигается наличием поворотного стенда с независимым подъемом кронштейнов для приема стальковша, системой взвешивания стальковша и манипуляторами крышек. Для обеспечения надежной и бесперебойной работы МНЛЗ стенд имеет в составе оборудования тележку промежуточного ковша полупортального типа с системой взвешивания, подъема промежуточного ковша, а так же снабжен системой управления стопором и устройством быстрой смены погружного стакана. Устройство для приема стальковша и поворотный стенд МНЛЗ представлены на рисунке 3.[7]

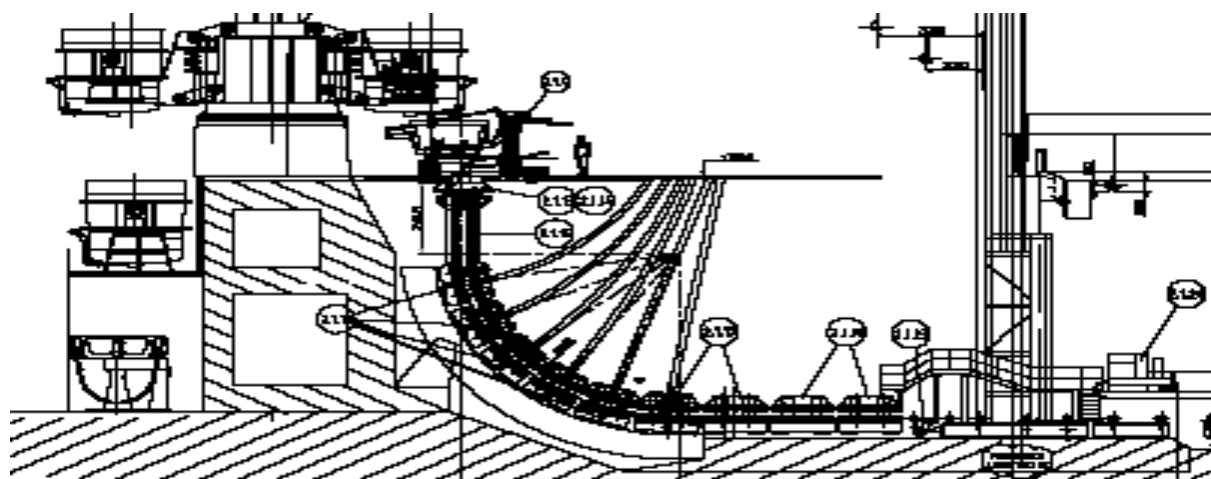


Рисунок 3 – Устройство для приема стальковша и поворотный стенд

Для охлаждения стали используется прямой кристаллизатор с изменением ширины и толщины, оборудованный подвесными роликами, а так же высокочастотным механизмом качания гидравлического типа с изменяемой амплитудой и формой кривой качания. Используется затравка цепного типа.

Направляющая ручья представляет собой секционированную роликовую систему с приводными и не приводными роликами, а так же гидравлическим разведением верхних траверс и автоматическим подсоединением энергоносителей. МНЛЗ имеет автоматическую систему с челночным рольгангом и системой уборки шлама. Резка непрерывнолитой заготовки на мерные длины осуществляется машиной газокислородной резки портального типа.

Для осуществления процесса непрерывной разливки стали следует выполнить следующие операции. После предварительного охлаждения необходимо осуществить снятие крышки, стопорного механизма, стопора, системы быстрой замены погружного стакана. Эти операции проводятся без специальных стендов и могут выполняться на любом свободном участке рабочей площадки. Операция сушки и разогрева промежуточного ковша производится на специальном стенде. Таких стендов установлено два, что обеспечивает требуемую производительность и сокращение затрат при непрерывной разливке.

К подготовительным операциям так же относятся: удаление скрапа на стенде выдавливания, очистка ковша от остатков металла, шлака и торкретмассы, установка стакана дозатора, системы быстрой смены погружного стакана, уплотнение стакана дозатора огнеупорной массой, установка бойной плиты и струегасителя. После этого производится торкретирование, оборудование промежуточного ковша крышкой, установка стопорного механизма и стопора с регулировкой. Сушка и разогрев осуществляются по установленному режиму. Во время работ по переоборудованию, которые необходимы между двумя сериями разливки, для подготовки МНЛЗ к следующей операции разливки производят следующие работы: выдачу остатка слитка после закрытия стопоров промежуточного ковша, введение затравки снизу, уплотнение головки затравки. После этого установка готова к разливке следующей серии. Продолжительность подготовительного времени зависит от скорости разливки и составляет около 65 минут.

Целью непрерывной разливки стали является получение заготовок высокого качества. Заготовки отличаются однородностью как в пределах одной разлитой плавки, так и по сечению, свободны от неметаллических включений и усадочной раковины, имеют мелкозернистую, благоприятную для дальнейшей обработки первичную структуру, а так же хорошую поверхность и незначительные отходы.[6]

1.3.5 Контроль качества продукции

Отбор проб и замер температуры производится как в ручном режиме, так и в автоматическом – при помощи автоматического манипулятора «MORE».

										Лист
										26
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР					

При ручном способе:

- замер температуры металла выполнять разовыми термопарами марки «Superterp» тип В длинна 1200;

- отбор проб металла производить пробоотборниками марки ПН-А-12-1200.

При помощи автоиатического манипулятора «MORE»:

- отбор проб металла + замер температуры производить пробоотборниками марки «СЕТ»;

- замер температуры металла выполнять разовыми термопарами марки «Superterp».

Ответственные сталевар и подручный сталевара. Первый замер температуры и отбор пробы на химический анализ производить после окончания загрузки (100 %) металлошихты. В процессе рафинирования производить дополнительно 1 – 2 замера температуры с целью исключения перегрева ванны. Последний замер температуры производить не ранее чем за 3 мин до выпуска. При отборе проб и замера температуры в ручном режиме необходимо:

- до отбора пробы и замера температуры отключить 1 и 4 горелки, затем (после отбора и замера) включить.

- пробоотборник и термопреобразователь погружать в расплав стали на глубину 2/3 длины пробоотборника;

- время отбора проб – от 5 до 8 сек, время замера температуры – 5 сек (либо согласно световому индикатору);

- пробу охлаждать в воде до температуры, достаточной для последующего высыхания пробы.

Проба металла не должна содержать шлак. В случае появления на пробе шлаковых включений, трещин и других дефектов – отобрать новую пробу. Пробы металла на химический анализ после отбора и охлаждения подручный или сталевар передает по пневмопочте в лабораторию экспресс-анализа и сообщает лаборанту № плавки и № пробы. Выпуск металла осуществлять только при получении удовлетворительных результатах химического анализа последней пробы.[6]

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		27

2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

2.1 Энергоемкость оборудования

Энергоемкость оборудования (ДСП-120) – это затраты энергии для производства 1 тонны стали (полупродукта) (кВт·ч/т).

При заданном объеме производства (700 тыс. т в год), известном среднем расходе электроэнергии на 1 плавку (49,73 МВт при средней продолжительности плавки 42 мин) можно определить затраты энергии на 1 т стали.

$$W=(49,73 \cdot 1000)/117=425 \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}$$

Энергоемкость ДСП-120 при объеме производства 700 тыс. тонн будет равна:
 $\omega=425 \cdot 10^3 \cdot 700000=297,5 \cdot 10^9 \text{ Вт.}$

2.2 Нормирование технологического процесса

Под нормированием технологических процессов понимают назначение технически обоснованных норм времени на продолжительность выполнения операций.[2]

Технически обоснованной нормой времени называют время выполнения технологической операции в определённых организационно – технических условиях, наиболее благоприятных для данного типа производства. На основе технически обоснованных норм времени устанавливают расценки, определяют производительность труда, осуществляют планирование производства и т.п.[3]

Продолжительность плавки в печи составляет 50 минут, обработки стали в печи – 45 минут, разлива на МНЛЗ – 60 минут. Подробная разметка технологического процесса по времени представлена в таблице 18.

Таблица 18 – Продолжительность операций в ЭСПЦ-2

Операция	Длительность, мин
Завалка, плавление, доводка	42
Выпуск	6
Заправка, замена электродов	12
Передача ковша на АКП	15
Обработка на АКП	45
Смена стальной ковше	2
Разливка на МНЛЗ	60

Общая продолжительность цикла получения стали не превышает трех часов. 120-тонная дуговая сталеплавильная печь полностью соответствует одноручьевой машине непрерывного литья заготовок, в отличие от предыдущих мартеновских печей, которые не обеспечивали непрерывную работу, а позволяли разливать сталь небольшими сериями.

2.3 Расчет материального баланса выплавки стали 20X13 в ДСП

2.3.1 Расчет шихты

Перед завалкой производится полный расчет шихты. Расчет ведём по реальной массе завалки, которую принимаем на 3...5% больше садки печи.

Задачу выбора рационального состава шихты для выплавки стали в "идеальных" условиях, когда есть в наличии все группы отходов и все легирующие, можно решать с помощью метода линейного программирования. Группы отходов выбираются на основании прил. 1 ~ 4. В реальных производственных условиях очень часто приходится выплавлять сталь из шихты, которая есть в наличии. Это связано с отсутствием легированных отходов. Углеродистых отходов больше. Особенно это стало актуальным в настоящее время, когда в ДСП выплавляют низколегированные стали и мало заказов на сложнолегированный сортамент. В условиях современного производства предпочтительнее выплавлять в ДСП углеродистый полупродукт с последующим легированием (рафинированием) во внепечных агрегатах. Поэтому подавляющую часть шихты составляют углеродистые либо низколегированные отходы. Также в состав шихты входит родственная группа, а также близкие к ней по химическому составу легированные группы отходов и соответствующие ферросплавы и лигатуры. В завалку даются ферросплавы, которые имеют малый угар или не окисляются, на нижний предел. В качестве науглероживателей в завалку можно давать: чугун, кокс, электродный бой или высокоуглеродистые ферросплавы. Шихтовку составляют с учетом особенностей технологии выплавки стали.

На основании выше изложенного даем в завалку отходы групп Б – 18.

Следовательно, шихта для выплавки заданной марки стали может быть составлена из материалов, химический состав представлен в таблице 2. Состав шихты представлен в таблице 3.

Таблица 2 – Химический состав отходов, которые предполагается использовать в завалку, %

Материал	Содержание элементов													
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	Al	W	Mo	V	Cu	Fe
Б – 18	0,20	0,40	0,40	0,018	0,012	13	0,35	0,05	0,03	0,04	0,04	0,03	0,15	85,28

Таблица 3 – Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов						
		C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni
Б – 18	100 000	200	400	400	18	12	13 000	350
Всего, %	100	0,20	0,40	0,40	0,018	0,012	13	0,35

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР				Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					29

Продолжение таблицы

Материал	Масса	Содержание элементов						
		Ti	Al	W	Mo	V	Cu	Fe
Б – 18	100 000	50	30	40	40	30	150	852 804
Всего, %	100	0,05	0,03	0,04	0,04	0,03	0,15	85,804

Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, представлен в таблице 4 и таблице 5.

Таблица 4 – Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

Материал	Содержание										Потери при прокаливании
	CaO	SiO ₂	MgO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaF ₂	FeO	S	P ₂ O ₅	
Известь	86,0	1,80	6,00	—	—	—	—	—	0,06	0,10	5,00
Магнезит	1,00	3,00	93,00	—	1,00	2,00	—	—	—	—	—
Магнезитохомит	2,00	6,50	66,00	10,00	4,00	11,50	—	—	—	—	—
Плавииковый шпат	0,50	3,60	—	—	0,20	1,50	94,00	—	—	—	0,20
Руда	0,10	5,25	0,30	—	4,10	—	—	90,00	0,10	0,15	[O] – 27,70
Электрод	0,11	0,565	—	—	0,317	—	—	—	—	—	[C] – 99,00

Таблица 5 – Химический состав легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

Материал	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	W	Mo	V	Cu	Al	Fe
ФС 65	—	65,00	0,40	0,05	0,02	0,40	—	—	—	—	—	2,00	32,13
ФМн 78	7,00	6,00	78,00	0,05	0,02	—	—	—	—	—	—	—	8,93
А 97	—	0,01	—	—	—	—	—	—	—	—	—	99,98	0,01

2.3.2 Выплавка стали в дуговой сталеплавильной печи. Период плавления

2.3.2.1 Окисление элементов

Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки в период плавления для всех элементов, входящих в таблицу 3 (таблица 6).

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР							Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата								30

Таблица 6 – Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавания, %

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Al	Mo	Cu	V	Fe
Общий	20	100	70	0	0	20	2	100	0	100	0	0	0	2
В шлак	0	100	80	0	0	80	0	100	0	100	0	0	0	20
В улет	100	0	20	0	0	20	0	0	0	0	0	0	0	80

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 7.

Таблица 7 – Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C	200	40	160	0,169
Si	400	400	0	0
Mn	400	280	120	0,126
P	18	0	18	0,019
S	12	0	12	0,013
Cr	13 000	2 600	10 400	10,960
Ni	350	7	343	0,361
Ti	50	50	0	0
W	40	0	40	0,042
Mo	40	0	40	0,042
V	30	0	30	0,032
Cu	150	0	150	0,158
Al	30	30	0	0
Fe	85 280	1 705,6	83 574,4	88,077
Всего	100 000	5 082,6	94 887,4	100

2.3.2.2 Шлакообразование

Шлак периода плавания образуется из извести, агломерата, составляющих разрушающейся футеровки ванны, стен и свода, оксидов, полученных при окислении компонентов металлической шихты.

Расчет количества компонентов, вносимых в шлак, определяем по формуле:

$$m_i(j) = \frac{m_j \cdot (j)}{100}, \quad (4)$$

где $m_i(j)$ – масса компонента i , вносимого шлакообразующим j , кг; m_j – расход шлакообразующего j , кг; (i) – содержание компонента i в шлакообразующем j .

а) Расчет компонентов, вносимых известью в шлак, кг (4):

$$CaO = \frac{2400 \cdot 86}{100} = 2064,000;$$

$$SiO_2 = \frac{2400 \cdot 1,8}{100} = 43,200;$$

$$MgO = \frac{2400 \cdot 6}{100} = 144,000;$$

$$S = \frac{2400 \cdot 0,06}{100} = 1,440;$$

$$P_2O_5 = \frac{2400 \cdot 0,1}{100} = 2,400;$$

Кроме того, выделится в атмосферу за счет потерь при прокаливании (4)

$$\frac{2400 \cdot 5}{100} = 120,000 \text{ кг } CO_2.$$

б) Расчет составляющих, поступивших в шлак из футеровки ванны ДСП.

Примерный расход магнезитового порошка на заправку печи определяем по формулам:

$$72 \cdot m_0^{-0,294} \text{ – при немеханизированной заправке} \quad (5)$$

$$40 \cdot m_0^{-0,17} \text{ – при механизированной заправке} \quad (6)$$

где m_0 – масса садки печи, кг.

Расход магнезитового порошка равен (6):

$$40 \cdot 100000^{-0,17} \cdot 100 = 565,015 \text{ кг}$$

Тогда магнезит внесет в шлак, кг (4):

$$CaO = \frac{565,015 \cdot 1}{100} = 5,650;$$

										Лист
										32
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР					

$$SiO_2 = \frac{565,015 \cdot 3}{100} = 16,950;$$

$$MgO = \frac{565,015 \cdot 93}{100} = 525,460;$$

$$Al_2O_3 = \frac{565,015 \cdot 1}{100} = 5,650;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{565,015 \cdot 2}{100} = 11,300;$$

В данном расчете ведем пересчет на FeO, по формуле:

$$m_{FeO} = \frac{m_{Fe_2O_3} \cdot \mu_{Fe}(Fe_2O_3) \cdot \mu_{FeO}}{\mu_{Fe_2O_3} \cdot \mu_{Fe}(FeO)}, \quad (7)$$

где m_{FeO} и $m_{Fe_2O_3}$ – массы FeO и Fe₂O₃ соответственно, кг; $\mu_{Fe}(Fe_2O_3)$ и $\mu_{Fe}(FeO)$ – молекулярные массы железа в Fe₂O₃ и в FeO соответственно; μ_{FeO} и $\mu_{Fe_2O_3}$ – молекулярные массы FeO и Fe₂O₃ соответственно.

В пересчете на FeO (7) $\frac{11,3 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 10,170$ кг.

в) Расчет составляющих, поступивших в шлак из футеровки стен и свода.

В сверхмощной печи применяются водоохлаждаемые стены и своды. В связи с этим расход магнезитохромитовой футеровки нижней части стен, центральной части и покрытия водоохлаждаемых панелей невелик. Примем суммарный расход магнезитохромитовых огнеупоров 1,5 кг/т стали, или 150,000 кг на всю садку.

Тогда разрушающаяся магнезитохромитовая футеровка внесет в шлак, кг (4):

$$CaO = \frac{150,000 \cdot 2}{100} = 3,000;$$

$$SiO_2 = \frac{150,000 \cdot 6,5}{100} = 9,750;$$

$$MgO = \frac{150,000 \cdot 66}{100} = 99,000;$$

$$Cr_2O_3 = \frac{150,000 \cdot 10}{100} = 15,000;$$

										Лист
										33
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР					

$$Al_2O_3 = \frac{150,000 \cdot 4}{100} = 6,000;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{150,000 \cdot 11,5}{100} = 17,250;$$

В пересчете на FeO (7) – 15,525

г) Поступление в шлак золы электродов. Расход современных электродов составляет 4...5 кг/т – отечественных фирм – производителей и 1...2 кг/т – зарубежных. Принимаем, что за время плавки расходуется 4,5 кг/т электродов, т.е. 450 кг. В электроде содержание углерода составляет 99 %, тогда окисляется углерода:

$$m_C = \frac{450}{100} \cdot 99 = 445,500 \text{ кг.}$$

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

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{0,7 \cdot 445,500}{12} \cdot 28 = 727,650 \text{ кг;}$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0,3 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{0,3 \cdot 445,500}{12} \cdot 44 = 490,050 \text{ кг.}$$

Количество кислорода необходимого для окисления углерода составит:

$$m_{O_2} = m_{CO} - m_C \cdot 0,7 = 727,65 - 445,5 \cdot 0,7 = 415,800 \text{ кг;}$$

$$m_{O_2} = m_{CO_2} - m_C \cdot 0,3 = 490,05 - 445,5 \cdot 0,3 = 356,400 \text{ кг.}$$

Итого масса кислорода на окисление углерода равна 772,2 кг.

Разрушающиеся электроды также вносят в шлак, кг (4):

$$CaO = \frac{450,000 \cdot 0,118}{100} = 0,531;$$

$$SiO_2 = \frac{450,000 \cdot 0,565}{100} = 2,54$$

$$Al_2O_3 = \frac{450,000 \cdot 0,317}{100} = 1,43;$$

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
						34
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

д) Поступление оксидов в шлак из металла, кг:

$SiO_2 - 964,28;$

$MnO - 722,91;$

$Cr_2O_3 - 43,84;$

$TiO_2 - 16,66;$

$Al_2O_3 - 56,66;$

$FeO - 2508,17;$

е) Расчет составляющих, поступивших в шлак из агломерата.

Содержание FeO в шлаке в конце периода плавления должно быть 15,1 %.

Определяем количество FeO в шлаке, ориентировочно полагая, что шлак в печи в конце периода плавления составляет 6 % от массы металла или

$$\frac{(94887,4 + 3,8736) \cdot 6}{100} = 5693,48 \text{ кг,}$$

где $(94\ 887,4 + 3,8736)$ – масса металла с учетом содержания кислорода, кг; шлак составляет 6 % от массы металла.

Определяем количество FeO в шлаке:

$$\frac{5693,48 \cdot 15,1}{100} = 859,72 \text{ кг.}$$

Это количество вносится известью, футеровкой, оксидами из металлической ванны и рудой. Известью, футеровкой и оксидами из металлической ванны в шлак внесено $10,170 + 15,525 + 501,63 = 527,325$ кг FeO. Тогда руда внесет $859,72 - 527,325 = 332,395$ кг FeO.

На образование такого количества FeO потребуется:

железа (1) $\frac{332,395 \cdot 756}{72} = 258,53$ кг и кислорода (2) $332,395 - 258,53 = 73,87$ кг.

Для определения расхода руды в период плавления составляем баланс кислорода в период плавления без учета окисления фосфора, кг.

- 1) на окисление углерода – 160;
- 2) на окисление кремния – 514,28;
- 3) на окисление марганца – 162,91;
- 4) на окисление хрома – 13,84;
- 5) на окисление титана – 6,66;
- 6) на окисление алюминия – 56,66;
- 7) на окисление железа – 557,37;

										Лист
										35
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР					

- 8) на окисление электродов – 772,2;
 9) на насыщение металла – 3,87;
 10) на образование FeO – 73,87.
 Всего: 2 321,66.

В период плавления часть кислорода усваивается жидким металлом из печной атмосферы, а часть вносится железной рудой, остальная часть подается с помощью кислородного инжектора.

Скорость усвоения кислорода из воздуха на каждый квадратный метр площади печи на уровне откосов составляет величину порядка 10...30 кг/час.

Если принять приближенно, что продолжительность плавления в 100 – тонной печи составит 40 минут, то за это время усвоится кислорода $20 \cdot 24,630 \cdot 0,667 = 328,401$ кг ($24,630 = \frac{\pi \cdot 5,6^2}{4}$ – общая суммарная поверхность ванны на уровне откосов, м²). Следовательно, с железной рудой и газообразным кислородом необходимо внести кислорода $2\,321,66 - 328,401 = 1\,993,259$ кг.

Для того, чтобы внести такое количество кислорода, необходимо израсходовать в период плавления железной руды (в нашей технологии дополнительно возможно применение газообразного кислорода):

$$\frac{1993,259 \cdot 100}{27,7} = 7195,881 \text{ кг}, \quad (8)$$

где 1 993,259 – необходимо внести кислорода с железной рудой, кг; 27,7 – содержание кислорода в руде, % (см. таблицу 4).

Руда, кроме кислорода, вносит железа:

$$\frac{7195,881 \cdot 62,3}{100} = 4483,034 \text{ кг}, \quad (9)$$

из них 258,53 кг остается в шлаке в виде FeO, следовательно, переходит в металл железа $4\,483,034 - 258,53 = 4\,224,504$ кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{7210,032 \cdot 0,1}{100} = 7,21;$$

$$MgO = \frac{7210,032 \cdot 0,3}{100} = 21,63;$$

$$SiO_2 = \frac{7210,032 \cdot 5,25}{100} = 378,526;$$

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		36

$$P_2O_5 = \frac{7210,032 \cdot 0,15}{100} = 10,815;$$

$$Al_2O_3 = \frac{7210,032 \cdot 4,1}{100} = 295,611;$$

$$S = \frac{7210,032 \cdot 0,1}{100} = 7,21;$$

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака и металла (таблица 8 и 9) в конце плавления без учета дефосфорации, с учетом кислорода, растворенного в металле, и применения железной руды (агломерата).

Таблица 8 – Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Известь	43,2	2064	—	—	—	—	144	—	2,4	1,44	2 255,04
Футеровка ванны	16,95	5,65	—	10,17	—	5,65	525,46	—	—	—	563,88
Футеровка стен, свода	9,75	3	—	15,525	15	6	99	—	—	—	148,275
Электрод	2,54	0,531	—	—	—	1,43	—	—	—	—	4,501
Оксиды из металлической ванны	964,28	—	578,32	501,63	35,07	56,66	—	16,66	—	—	2 152,62
Руда	378,526	7,21	—	332,395	—	295,611	21,63	—	10,815	7,21	1 053,39
Всего	1415,246	2080,39	578,32	859,72	50,07	365,351	790,09	16,66	13,215	8,65	6177,712
Всего, %	22,908	33,68	9,361	13,916	0,81	5,91	12,79	0,27	0,214	0,14	100

Таблица 9 – Состав металла по расплавлению шихты, кг

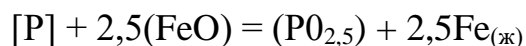
Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	200	—	0	40	160	0,161
O	—	3,87	—	—	3,87	0,004
Si	400	—	400	0	0	0
Mn	400	—	224	56	120	0,121
P	18	—	—	—	18	0,0018
S	12	—	0	0	12	0,012

Продолжение таблицы

Cr	13 000	—	2 080	520	10 400	10,493
Ni	350	—	0	7	343	0,346
Ti	50	—	50	0	0	0
W	40	—	0	0	40	0,040
Al	30	—	30	0	0	0
Mo	40	—	0	0	40	0,040
Cu	150	—	0	0	150	0,151
V	30	—	0	0	10	0,030
Fe	85 280	4 224,504	341,12	1 364,48	87 798,9	88,582
Всего	100 000	4 228,374	3 125,12	1 987,48	99 115,77	100

2.3.2.3 Окислительная дефосфорация при выплавке стали

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



По экспериментальным данным получено уравнение:

$$\lg K_p = \lg \frac{x_{PO_{2,5}} \cdot \gamma_{PO_{2,5}}}{(x_{FeO} \cdot \gamma_{FeO})^{2,5} \cdot [P] \cdot f_p} = \frac{1120}{T} - 1,385 \quad (10)$$

При 1873 К: $\lg K_p = \frac{1120}{1873} - 1,385 = -0,787$; $K_p = 0,163$

Выразим состав шлака в мольных (x_{RO}) или в ионных (x_R) долях. Для этого предварительно вычислим число молей оксидов n_{RO} и число катионов n_R , в 100 г шлака (таблица 10):

$$n_{RO} = \frac{(RO)}{\mu_{RO}}; \quad x_{RO} = \frac{n_{RO}}{\sum n_{RO}}; \quad n_R = \nu_R \cdot n_{RO}; \quad x_R = \frac{n_R}{\sum n_R},$$

где (RO) – содержание оксида RO в шлаке (см. таблицу 8), %; μ_{RO} – молекулярная масса оксида RO; ν_R – количество катионов R^+ в молекуле RO.

Таблица 10 – Состав шлака дефосфорации

Состав шлака	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	MgO	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	TiO ₂	PO _{2,5}	Σ
M _{RO}	56	60	71	72	40	102	152	80	71	—
n _{RO}	0,599	0,38	0,131	0,196	0,318	0,009	0,005	0,003	0,003	1,644
X _{RO}	0,364	0,231	0,080	0,129	0,193	0,005	0,003	0,002	0,002	1,000
n _{R+}	0,599	0,380	0,131	0,196	0,318	0,018	0,010	0,003	0,003	1,658
X _{R+}	0,361	0,229	0,079	0,118	0,192	0,011	0,006	0,002	0,002	1,000

По теории регулярных растворов В.А. Кожеурова найдем значения коэффициентов активности γ_{FeO} и $\gamma_{PO_{2,5}}$:

$$\lg \gamma_{FeO} = \frac{1000}{T} \cdot [2,18 \cdot X_{Mn} \cdot X_{Si} + 5,9 \cdot (X_{Ca} + X_{Mg}) \cdot X_{Si} + 10,5 \cdot X_{Ca} \cdot X_P] = \frac{1000}{1873} \cdot [2,18 \cdot 0,079 \cdot 0,229 + 5,9 \cdot (0,361 + 0,192) \cdot 0,229 + 10,5 \cdot 0,361 \cdot 0,002] = 0,423;$$

$$\gamma_{FeO} = 2,648$$

$$\lg \gamma_{PO_{2,5}} \approx \lg \gamma_{FeO} - \frac{10500}{1873} \cdot 0,361 = -1,6;$$

$$\gamma_{PO_{2,5}} = 0,025.$$

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

$$\lg f_P = e_P^C \cdot [C] + e_P^O \cdot [O] + e_P^{Si} \cdot [Si] - e_P^{Mn} \cdot [Mn] + e_P^P \cdot [P] + e_P^S \cdot [S] - e_P^{Cr} \cdot [Cr] - e_P^{Ni} \cdot [Ni] + e_P^{Ti} \cdot [Ti] - e_P^W \cdot [W] + e_P^{Al} \cdot [Al] - e_P^{Mo} \cdot [Mo] - e_P^{Cu} \cdot [Cu] - e_P^V \cdot [V] = 0,13 \cdot 0,161 + 0,13 \cdot 0,004 - 0,032 \cdot 0,121 + 0,062 \cdot 0,018 + 0,028 \cdot 0,012 - 0,044 \cdot 10,493 - 0,0059 \cdot 0,346 - 0,023 \cdot 0,040 - 0,017 \cdot 0,040 - 0,035 \cdot 0,151 - 0,042 \cdot 0,030 = 0,0355;$$

$$f_P = 1,085.$$

После преобразования формулы (10) получим выражение для коэффициента распределения фосфора между металлом и шлаком:

$$L_P = \frac{(P)}{[P]} = \frac{\mu_P \cdot K_P \cdot f_P \cdot (x_{FeO} \cdot \gamma_{FeO})^{2,5} \cdot \sum n_{RO}}{\gamma_{PO_{2,5}}},$$

где μ_P – атомная масса фосфора,

$$L_P = \frac{31 \cdot 0,163 \cdot 1,085 \cdot (0,12 \cdot 2,648)^{2,5} \cdot 1,644}{0,025} = 20,52.$$

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

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

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

$\lambda = \frac{m_{ш}}{m_M} \cdot 100$ – кратность шлака, %; $m_{ш}$ и m_M – массы шлака и металла, кг;

$$[P_K] = \frac{100 \cdot 0,0197 + \frac{6177,712}{99115,77} \cdot 100 \cdot 0,214 \cdot \frac{31}{71}}{100 + \frac{6177,772}{99115,77} \cdot 100 \cdot 20,52} = 0,011.$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции:

$$\frac{99115,77 - x}{18 - x} = \frac{100}{0,011},$$

где x – искомая величина, кг; $99115,77 - x$ – масса металла с учетом окисления фосфора, кг; $18 - x$ – масса фосфора в металле с учетом окисления фосфора, кг; $0,011$ – содержание фосфора в металле, %;

$x = 7,099$ кг.

При этом образуется P_2O_5 (1) $\frac{7,099 \cdot 142}{62} = 16,26$ кг.

На окисление фосфора потребуется кислорода (2) $16,26 - 7,099 = 11,2$ кг.

На окисление фосфора потребуется руды (8) $\frac{9,16 \cdot 100}{27,7} = 33,07$ кг.

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		40

Руда, кроме кислорода, вносит железа (9) $\frac{33,7 \cdot 62,3}{100} = 20,602$ кг.

Все железо перейдет в металл.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{33,07 \cdot 0,10}{100} = 0,033;$$

$$MgO = \frac{33,07 \cdot 0,30}{100} = 0,099;$$

$$SiO_2 = \frac{30,07 \cdot 5,25}{100} = 1,736;$$

$$P_2O_5 = \frac{30,07 \cdot 0,15}{100} = 0,05;$$

$$Al_2O_3 = \frac{30,07 \cdot 4,10}{100} = 1,356;$$

$$S = \frac{33,07 \cdot 0,10}{100} = 0,033;$$

Таблица 11 – Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Известь	43,2	2 064	—	—	—	—	144	—	2,4	1,44	2255,04
Футеровка ванны	16,95	5,65	—	10,17	—	5,65	525,46	—	—	—	563,88
Футеровка стен и свода	9,75	3	—	15,525	15	6	99	—	—	—	148,275
Электрод	2,54	0,531	—	—	—	1,43	—	—	—	—	4,501
Оксиды из металлической ванны	964,28	—	578,32	501,63	35,07	56,66	—	16,66	16,26	—	2168,88
Руда	380,262	7,24	—	332,395	—	296,967	21,729	—	10,865	7,24	1056,70
Всего	1416,97	2080,42	578,32 1	859,72	50,07	366,707	790,189	16,66	29,525	8,68	6197,26 2
Всего, %	22,86	33,57	9,332	13,873	0,808	5,917	12,751	0,27	0,476	0,14	100

Массовый и процентный состав металла (по расплавлению шихты) представлен в таблице 12.

												Лист
												41
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР							

Таблица 12 – Баланс металла периода плавления, кг

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	200	—	—	40	160	0,161
O	—	3,87	—	—	3,87	0,004
Si	400	—	400	—	0	0
Mn	400	—	224	56	120	0,121
P	18	—	7,099	—	10,9	0,011
S	12	—	—	—	12	0,012
Cr	13 000	—	2 080	520	10 400	10 491
Ni	350	—	0	7	343	0,346
Ti	50	—	50	0	0	0
W	40	—	0	0	40	0,0040
Al	30	—	30	0	0	0
Mo	40	—	0	0	40	0,040
Cu	150	—	0	0	150	0,151
V	30	—	0	0	30	0,030
Fe	85 280	4 245,106	341,12	1 364,48	87 813,506	88,591
Всего	100 000	4 248,976	3 132,22	1 987,48	99 129,28	100

2.3.2.4 Определение количества и состава газов в период плавления

Общая масса кислорода, усвоенного из воздуха, $m_{O_2} = 328,401$ кг.

Объём кислорода в воздухе:

$$V_{O_2} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \cdot 328,401 = 229,881 \text{ м}^3.$$

Количество сопутствующего азота находим из условия, что объёмное содержание кислорода в воздухе равно 21 %, тогда $V_N = \frac{100-21}{21} \cdot V_{O_2} = 864,790 \text{ м}^3.$

Массовое содержание кислорода в воздухе 23 %, тогда:

$$m_N = \frac{100-23}{23} \cdot m_{O_2} = 1099,430 \text{ кг.}$$

Объём и масса воздуха:

$$V_B = V_{O_2} + V_N = 229,881 + 864,790 = 1094,671 \text{ м}^3,$$

$$m_B = m_{O_2} + m_N = 328,401 + 1099,430 = 1427,831 \text{ м}^3.$$

									Лист
									42
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР				

Определим количество влаги, вносимой воздухом из следующих условий:

$$t_B = 20 \text{ }^\circ\text{C}, p_B = 1,01 \cdot 10^5 \text{ Па}, f = 0,7, E = 2,026 \cdot 10^3 \text{ Па}.$$

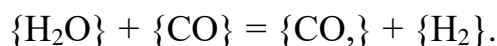
Влажность атмосферного воздуха:

$$V_{\text{влаж.в}} = V_B \cdot \frac{273 + t_B}{273} \cdot \frac{p_B}{p_B - E \cdot f} = 1094,671 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{1,01 \cdot 10^5}{1,01 \cdot 10^5 - 0,7 \cdot 2,026 \cdot 10^3} = 1191,598 \text{ м}^3.$$

Количество водяного пара в 1 м³ атмосферного воздуха $\rho_{\text{в.пара}} = 0,013 \text{ кг/м}^3$.

$$\text{Масса влаги } m_{\text{вл}} = V_{\text{влаж.в}} \cdot \rho_{\text{в.пара}} = 1191,598 \cdot 0,013 = 15,491 \text{ кг}.$$

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции:



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

$$m_{\{\text{H}_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{H}_2} = \frac{15,491}{18} \cdot 2 = 1,721 \text{ кг};$$

$$m_{\{\text{CO}_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{CO}_2} = \frac{15,491}{18} \cdot 44 = 37,866 \text{ кг}.$$

Для этого необходима окись углерода в количестве:

$$m_{\{\text{CO}\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{CO}} = \frac{15,491}{18} \cdot 28 = 24,097 \text{ кг}.$$

Суммарный материальный баланс периода плавления

Израсходовано, кг:

а) шихты – 100 000,000, из нее:

отходы Б – 76 – 100 000,000,

б) шлакообразующих – 2 400,000, в том числе извести – 2 400,000;

в) футеровка ДСП – 715,015, в том числе:

1) магнезита – 565,015,

2) магнезитохромита – 150,000;

г) электродов – 450,000;

									22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						43

д) руды – 7 228,95, в том числе:
 1) на окисление – 7 195,881,
 2) на дефосфорацию – 33,07;
 е) воздуха – 1 443,322, в том числе:
 1) кислорода – 328,401,
 2) азота – 1 099,430,
 3) влаги – 15,491.
 Всего: 112 237,287.

Получено, кг:

а) металла – 99 129,28;
 б) шлака – 6 197,262;
 в) пыли – 3 419,76, в том числе:
 1) MnO – 144,59,
 2) Cr₂O₃ – 760,
 3) Ni – 2,25,
 4) FeO – 2 508,17;
 г) газов – 2 732,6, в том числе:
 1) CO – 983,553 (от окисления металла и электродов с учетом догорания до CO₂),
 2) CO₂ – 647,916 (от прокаливания извести и окисления электродов с учетом догорания CO),
 3) N₂ – 1 099,430,
 4) H₂ – 1,721.
 Всего: 112 478,902.

Невязка – $112\,237,287 - 111\,478,902 = 758,385$ кг или $\frac{758,385}{112237,287} \cdot 100 = 0,67\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

2.3.3 Окислительный период

2.3.3.1 Окисление элементов и шлакообразование

Общий угар металла и отдельных легирующих элементов в период продувки кислородом определяем по данным балансовых плавов и на основе производственного опыта. Необходимые коэффициенты студент согласует с руководителем проекта. Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки в окислительный период для всех элементов, входящих в таблицу 3 (таблица 13).

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		44

Таблица 13 – Угар элементов при выплавке стали в ДСП в окислительный период, %

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Al	Mo	Cu	V	Fe
Общий	100	100	68	0	0	16	0	100	0	100	0	0	0	1,5
В шлак	0	100	80	0	0	95	0	100	0	100	0	0	0	30
В улет	100	0	20	0	0	5	0	0	0	0	0	0	0	70

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла в конце окислительного периода представлен в таблице 14.

Таблица 14 – Химический состав металла в конце окислительного периода, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве %
C**	160	2,24	157,76	0,164
Si	0	0	0	0
Mn	120	81,6	38,4	0,040
P	10,9	0	10,9	0,011
S	12	0	12	0,0012
Cr	10 400	1 664	8736	13,094
Ni	147,75	0	343	0,357
Ti	0	0	0	0
W	40	0	40	0,042
Mo	40	0	40	0,042
V	30	0	30	0,031
Cu	150	0	150	0,156
Al	0	0	0	0
Fe	87 819,506	1 317,293	86 502,213	96,050
Всего	99 125,406	3 065,133	96 060,273	100,000

* Расчет величин, приведенных в таблице, см. таблицу 7.

** Для гарантированного получения заданного состава стали необходимо получить в конце обезуглероживания содержание углерода в металле 0,34 %.

Тогда массу окислившегося углерода определяем по пропорции:

$$\frac{99125,406 - m_{\Delta C}}{160 - m_{\Delta C}} = \frac{100}{0,16},$$

где $m_{\Delta C}$ – искомая величина; 99 125,406 – $m_{\Delta C}$ – масса металла с учетом угара углерода; 160 – $m_{\Delta C}$ – масса углерода с учетом его окисления,

$$m_{\Delta C} = 2,24 \text{ кг.}$$

Углерод. При окислении углерода образуется оксида углерода CO (1)

$$\frac{2,24 \cdot 28}{12} = 5,23 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода (2) $5,23 - 2,24 = 2,99$ кг.

Кремний. Так как мы совмещаем период плавления с окислительным периодом, кремния окислилось 100 % (см. раздел 2.2).

Марганец. Принимаем, что в окислительный период теряется 68 % Mn; из этого количества 20 % теряется с газами, а 80 % переходит в шлак.

Образуется MnO (1) $\frac{81,6 \cdot 71}{55} = 105,34$ кг.

Испарится MnO $105,34 \cdot \frac{20}{100} = 21,068$ кг,

из них $81,6 \cdot \frac{20}{100} = 16,32$ кг Mn.

Перейдет MnO в шлак $105,34 - 21,068 = 84,272$ кг,

из них $81,6 - 16,32 = 65,28$ кг Mn.

Потребуется кислорода для окисления всего марганца (2)

$$105,34 - 81,6 = 23,74 \text{ кг.}$$

Фосфор. Принимаем, что фосфор из металла во время продувки не удаляется.

Сера. Принимаем, что сера из металла во время продувки не удаляется.

Хром. Образуется оксида хрома Cr₂O₃ (1) $\frac{1664 \cdot 152}{104} = 2432$ кг.

Испарится $2432 \cdot \frac{5}{100} = 121,6$ кг Cr₂O₃,

из них $1664 \cdot \frac{5}{100} = 83,2$ кг Cr.

Перейдет в шлак $2432 - 121,6 = 2310,4$ кг Cr₂O₃,

из них $1664 - 83,2 = 1580,8$ кг Cr.

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		46

Потребуется кислорода для окисления всего хрома (2)

$$2332 - 1664 = 768 \text{ кг.}$$

Никель. Принимаем, что никель из металла во время продувки не удаляется.

Титан. Так как мы совмещаем период плавления с окислительным периодом, титана окислилось 100 %.

Вольфрам. Принимаем, что вольфрам из металла во время продувки не удаляется.

Молибден, медь, ванадий. Принимаем, что в окислительный период эти элементы из металла не удаляются. Допускаем, что ванадий не окисляется по причине небольшого его присутствия в металле.

Алюминий. Так как мы совмещаем период плавления с окислительным периодом, алюминия окислилось 100 % .

Железо. Образуется оксидов железа в пересчете на FeO (1)

$$\frac{1317,293 \cdot 72}{56} = 1693,66 \text{ кг.}$$

$$\text{Испарится FeO } 1693,66 \cdot \frac{70}{100} = 1185,562 \text{ кг,}$$

$$\text{из них } 1317,293 \cdot \frac{70}{100} = 922,11 \text{ кг Fe.}$$

Перейдет в шлак $1\ 693,66 - 1\ 185,562 = 508,098$ кг FeO,
из них $1\ 317,293 - 922,11 = 395,183$ кг Fe.

Потребуется кислорода для окисления всего железа (2)

$$1\ 693,66 - 1\ 917,293 = 376,37 \text{ кг.}$$

Металл. В конце окислительного периода в печи остается следующее количество металла (с учетом угаров элементов) – 96 060,273 кг (см. таблицу 14), содержание углерода в металле составит 0,164 % (см. таблицу 14).

Содержание кислорода в металле определяем по формуле Ойкса Г.Н.:

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot [C]}{[C]} \quad (11)$$

									Лист
									47
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					

22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР

$$\text{Содержание кислорода в металле (11)} \quad [O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,164}{0,164} = 0,027\%.$$

Определяем содержание кислорода в металле, которое пошло на насыщение металла, используя пропорцию:

$$\frac{96060,273 + x}{x} = \frac{100}{0,027},$$

где x – искомая величина, кг; $96\ 060,273 + x$ – масса металла с учетом содержания кислорода, кг; $0,027$ – содержание кислорода в металле, %,

$$x = 25,94 \text{ кг.}$$

В конце периода плавания в металле было $3,87$ кг кислорода, следовательно, на насыщение металла пошло $25,94 - 3,87 = 22,07$ кг.

Для определения расхода технического кислорода в окислительный период составляем баланс кислорода в окислительный период, кг:

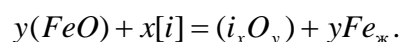
- 1) на окисление углерода – $2,99$;
 - 2) на окисление марганца – $23,74$;
 - 3) на окисление хрома – 768 ;
 - 4) на окисление железа – $376,37$;
 - 5) на насыщение металла – $22,07$;
- Всего – $1193,17$.

Из опыта известно, что примерно 30% элементов окисляются кислородом (FeO), а остальные 70% – газообразным кислородом, вдуваемым в жидкий металл. (FeO) идет на окисление углерода, марганца, хрома и на насыщение металла.

Следовательно (FeO) внесет:

$$(2,99 + 2374 + 768 + 22,07) \cdot \frac{30}{100} = 245,04 \text{ кг кислорода,}$$

а газообразный кислород внесет $1\ 193,17 - 245,04 = 948,13$ кг кислорода. (FeO) окисляет по реакции:



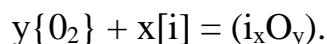
На это расходуется $\frac{245,04 \cdot 72}{16} = 1102,68$ кг FeO , где $245,04$ – масса кислорода, вносимого FeO ; 72 и 16 – молекулярные массы FeO и O , соответственно.

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		48

При этом в металл переходит железо в количестве:

$$1\ 102,68 - 245,04 = 857,64 \text{ кг.}$$

Газообразный кислород окисляет по реакции:



В окислительный период часть газообразного кислорода усваивается жидким металлом из печной атмосферы, остальная часть подается с помощью кислородного инжектора.

Скорость усвоения кислорода из воздуха на каждый квадратный метр площади печи на уровне откосов составляет величину порядка 10...30 кг/час.

Если принять приближенно, что продолжительность окислительного периода в 100 – тонной печи составит 20 минут, то за это время усвоится кислорода:

$$20 \cdot 24,630 \cdot 0,333 = 164,201 \text{ кг.}$$

Следовательно, кислородным инжектором необходимо внести кислорода:

$$948,13 - 164,201 = 783,929 \text{ кг.}$$

2.3.2 Определение количества и состава газов в окислительный период

Печная атмосфера. Общая масса кислорода, усвоенного из воздуха,

$$m_{O_2} = 164,201 \text{ кг.}$$

Объём кислорода в воздухе:

$$V_{O_2} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \cdot 164,201 = 114,940 \text{ м}^3.$$

Количество сопутствующего азота находим из условия, что объёмное содержание кислорода в воздухе равно 21 %, тогда $V_N = \frac{100-21}{21} \cdot V_{O_2} = 432,395 \text{ м}^3.$

Массовое содержание кислорода в воздухе 23 %, тогда:

$$m_N = \frac{100-23}{23} \cdot m_{O_2} = 549,715 \text{ кг.}$$

										Лист
										49
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР

Объём и масса воздуха составит:

$$V_B = V_{O_2} + V_N = 114,940 + 432,395 = 547,335 \text{ м}^3,$$

$$m_B = m_{O_2} + m_N = 164,201 + 549,715 = 713,916 \text{ кг.}$$

Влажность атмосферного воздуха:

$$V_{\text{влаж.в}} = 547,335 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{1,01 \cdot 10^5}{1,01 \cdot 10^5 - 0,7 \cdot 2,026 \cdot 10^3} = 595,799 \text{ м}^3.$$

Количество водяного пара в 1 м³ атмосферного воздуха $\rho_{\text{в.пара}} = 0,013 \text{ кг/м}^3$.

$$\text{Масса влаги } m_{\text{вл}} = V_{\text{влаж.в}} \cdot \rho_{\text{в.пара}} = 595,799 \cdot 0,013 = 7,745 \text{ кг.}$$

При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

$$m\{H_2\} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{H_2} = \frac{7,745}{18} \cdot 2 = 0,861 \text{ кг;}$$

$$m\{CO_2\} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{7,745}{18} \cdot 44 = 18,933 \text{ кг.}$$

Для этого необходима окись углерода в количестве:

$$m\{CO\} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{CO} = \frac{7,745}{18} \cdot 28 = 12,048 \text{ кг.}$$

Технический кислород, Общая масса кислорода, вносимого кислородным инжектором, составит 728,342 кг. Для того, чтобы внести такое количество кислорода необходимо израсходовать в окислительный период технического кислорода, при 95% – ном усвоении:

$$\frac{783,929 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 829,34 \text{ кг,}$$

где 783,929 – необходимо внести кислорода с техническим кислородом, кг;
99,5 и 95 – содержание кислорода в техническом кислороде и его усвоение, %.

$$\text{Количество неусвоенного кислорода} - \frac{829,34 \cdot 5}{100} = 41,467 \text{ кг;}$$

$$\text{техническим кислород также вносит азот} - \frac{829,34 \cdot 0,5}{100} = 4,147 \text{ кг,}$$

где 5 – количество неусвоенного кислорода, %; 0,5 – содержание азота в техническом кислороде, %.

									Лист
									50
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					

22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР

Неусвоенный кислород вступит в реакцию с окисью углерода, в результате образуется углекислый газ в количестве:

$$m\{CO_2\} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{38,526}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 105,948 \text{ кг.}$$

Для этого потребуется {CO} в количестве $105,948 - 38,526 = 67,421$ кг.

На основании полученных данных определяем количество и состав печного шлака в конце окислительного периода и составляем баланс металла окислительного периода (таблица 15, 16).

Таблица 15 – Масса и состав шлака в конце окислительного периода, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Плавильный шлак	1416,97	2080,425	578,32	859,72	50,07	366,707	790,189	16,66	29,525	8,68	6197,262
Оксиды из металлическо	—	—	84,272	508,098	2310,4	—	—	—	—	—	2902,77
Перешло в металл	—	—	—	-1102,68	—	—	—	—	—	—	-1102,68
Всего	1416,97	2080,42	662,592	265,138	2360,47	366,707	790,189	16,66	33,525	8,68	8001,35
Всего, %	17,71	26,00	8,28	3,31	29,50	4,58	9,88	0,21	0,42	0,11	100

Таблица 16 – Баланс металла окислительного периода, кг

Элемент	Металл периода плавнения	Перешло в металл	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	160	—	—	2,24	157,76	0,162
O	3,87	22,07	—	—	25,94	0,027
Si	0	—	—	—	0	0
Mn	120	—	65,28	16,32	38,4	0,040
P	10,9	—	—	—	10,9	0,011
S	12	—	—	—	12	0,012
Cr	10 400	—	1 580,8	83,2	8 736	13,011
Ni	343	—	—	—	343	0,354
Ti	0	—	—	—	0	0
W	40	—	—	—	40	0,041
Al	0	—	—	—	0	0
Mo	40	—	—	—	40	0,041
Cu	150	—	—	—	150	0,155

Продолжение таблицы

V	30	—	—	—	30	0,031
Fe	87 813,506	857,64	395,183	922,11	87 359,85	86,114
Всего	99 129,28	879,71	2 041,263	1 023,87	95 943,85	100

Суммарный материальный баланс окислительного периода:

Израсходовано, кг

- а) металла — 99 129,28;
 - б) шлака — 6 197,262;
 - в) технического кислорода — 829,543, в том числе:
 - 1) кислорода — 825,396 (включая неусвоенный),
 - 2) азота — 4,147;
 - г) воздуха — 721,661, в том числе:
 - 1) кислорода — 164,201,
 - 2) азота — 549,715,
 - 3) влаги — 7,745.
- Всего: 107 177,746.

Получено, кг;

- а) металла — 96 943,85;
 - б) шлака — 8 001,35;
 - в) пыли — 1 328,23, в том числе:
 - 1) MnO — 21,068,
 - 2) Cr₂O₃ — 121,6,
 - 3) FeO — 1 185,562;
 - г) газов — 1 663,157, в том числе:
 - 1) CO — 983,553 (от окисления металла с учетом догорания до CO₂),
 - 2) CO₂ — 124,881 (с учетом догорания CO),
 - 3) N₂ — 553,862,
 - 4) H₂ — 0,861.
- Всего: 107 536,587.

Невязка — $107\,536,587 - 107\,177,746 = 358,841$ кг или $\frac{358,841}{107177,746} \cdot 100 = 0,33\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

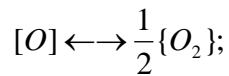
2.3.4 Содержание газов в металле под слоем шлака в условиях открытой плавки ДСП

Принимаем, что атмосфера в плавильном пространстве: $p_{O_2} = 1,013 \cdot 10^4$ Па,

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		52

$p_{O_2} = 2,026 \cdot 10^3$ Па, остальное азот. Давление в печи $1,01 \cdot 10^5$ Па. Для расчета выражаем давления в атмосферах.

Определим значение равновесного парциального давления кислорода на границе металл – шлак;



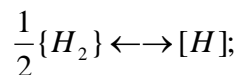
$$K_O = \frac{p_{O_2}^{1/2}}{[O]}; \quad \lg K_O = -\frac{6119}{T} - 0,151.$$

При 1 873 К $\lg K_O = -\frac{6119}{T} - 0,151 = -3,418$;

$$\lg p_{O_2}^{III-M} = 2 \cdot (\lg K_O + \lg [O]) = 2 \cdot (-3,418 + \lg 0,016) = -10,427;$$

$$p_{O_2}^{III-M} = 3,745 \cdot 10^{-11}$$

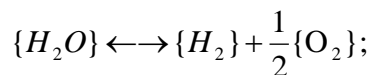
Определим равновесное содержание водорода в металле $[H]_{\text{равн}}$:



$$K_H = \frac{[H]}{p_{H_2}^{1/2}}; \quad \lg K_H = -\frac{1900}{T} - 1,58.$$

При 1 873 К $\lg K_H = -\frac{1900}{T} - 1,58 = -2,594$; $K_H = 2,544 \cdot 10^{-3}$.

На границе шлак – газ существует равновесие:



$$K_{H_2O} = \frac{p_{H_2O}}{p_{H_2} \cdot p_{O_2}^{1/2}}; \quad \lg K_{H_2O} = \frac{13160}{T} - 3,05.$$

При 1 873 К $\lg K_{H_2O} = \frac{13160}{T} - 3,05 = 3,976$; $K_{H_2O} = 9,466 \cdot 10^3$.

										Лист
										53
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР					

откуда
$$p_{H_2}^{Ш-Г} = \frac{P_{H_2O}}{K_{H_2O} \cdot p_{O_2}^{1/2}} = \frac{0,020}{9,466 \cdot 10^3 \cdot 0,100^{1/2}} = 6,691 \cdot 10^{-6} \text{ атм.}$$

Равновесная концентрация водорода:

$$[H_{\text{равн}}] = K_H \cdot p_{H_2}^{1/2} = 2,544 \cdot 10^{-3} \cdot (6,691 \cdot 10^{-6})^{1/2} = 6,582 \cdot 10^{-6} \%$$

Предельное (стационарное) содержание водорода:

$$[H_{\text{пред}}] = [H_{\text{равн}}] \cdot \left(\frac{p_{O_2}^{Ш-Г}}{p_{O_2}^{Ш-М}} \right)^{1/4} = 6,852 \cdot 10^{-6} \cdot \left(\frac{0,100}{3,745 \cdot 10^{-11}} \right)^{1/4} = 1,497 \cdot 10^{-3} \%$$

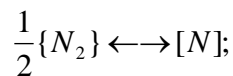
Определяем содержание водорода в металле, используя пропорцию:

$$\frac{96943,85 + x}{x} = \frac{100}{1,497 \cdot 10^{-3}},$$

где x – искомая величина, кг; $96\,943,85 + x$ – масса металла с учетом содержания водорода, кг; $1,497 \cdot 10^{-3}$ – содержание водорода в металле, %,

$$x = 1,45 \text{ кг.}$$

Определим равновесное содержание азота в металле $[N]_{\text{равн}}$:



$$K_N = \frac{[N]}{p_{N_2}^{1/2}}; \lg K_N = -\frac{188}{T} - 1,25.$$

При 1 873 К $\lg K_N = -\frac{188}{T} - 1,25 = -1,350; K_N = 4,463 \cdot 10^{-2}.$

Равновесная концентрация азота:

$$[N_{\text{равн}}] = K_N \cdot p_{N_2}^{1/2} = 4,463 \cdot 10^{-2} \cdot 0,880^{1/2} = 4,186 \cdot 10^{-2} \%$$

Предельное (стационарное) содержание азота:

										Лист
										54
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР					

$$[N_{\text{пред}}] = [N_{\text{равн}}] \cdot \left(\frac{P_{O_2}^{\text{Ш-Г}}}{P_{O_2}^{\text{Ш-М}}} \right)^{-3/4} = 4,186 \cdot 10^{-2} \cdot \left(\frac{0,100}{3,745 \cdot 10^{-11}} \right)^{1/4} = 3,556 \cdot 10^{-9} \%.$$

Определяем содержание азота в металле, используя пропорцию:

$$\frac{96945,3 + x}{x} = \frac{100}{3,566 \cdot 10^{-9}},$$

где x – искомая величина, кг; $96\,945,3+x$ – масса металла с учетом содержания водорода и азота, кг; $3,566 \cdot 10^{-9}$ – содержание азота в металле, %,

$$x = 3,51 \cdot 10^{-6} \text{ кг.}$$

Ввиду малого содержания водорода и азота в стали, в материальном балансе ими пренебрегаем.

2.3.5 Обработка стали в печи-ковше

Обработка стали на установке печь-ковш является неотъемлемой частью технологии производства высококачественного металла, обеспечивая увеличение производительности сталеплавильных агрегатов, экономию энергетических и материальных затрат, включая электроэнергию, электроды, огнеупорные материалы и ферросплавы, повышение степени рафинирования стали от вредных примесей, гомогенизацию и стабилизацию металла по температуре и химическому составу, способствует расширению сортамента стали. Печь–ковш облегчает согласование работы сталеплавильных агрегатов, так как является буферной емкостью между ними и МНЛЗ, что особенно важно при разливке стали сериями плавок, способствующей повышению выхода годного металла.

После окислительного периода из печи металл выпускают в ковш. В печи остается 10 % металла (см. таблицу 17, 18) и 99 % шлака, в ковше наводят новый рафинировочный шлак из извести и плавикового шпата, в соотношении 3:1 или 4:1.

Таблица 17 – Количество и состав металла в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

Элемент	Металл окислительного периода	Осталось в ДСП	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	157,76	15,776	141,984	0,163
O	2594	2,594	23,346	0,027
Si	0	0	0	0

Продолжение таблицы

Mn	38,4	3,84	34,56	0,040
P	10,9	1,09	9,81	0,011
S	12	1,2	10,8	0,012
Cr	8 736	873,6	862,4	13,011
Ni	343	34,3	308,7	0,354
Ti	0	0	0	0
W	40	4	36	0,041
Al	0	0	0	0
Mo	40	4	36	0,041
Cu	150	15	135	0,155
V	30	3	27	0,031
Fe	87 359,85	8 735,985	78 623,865	86,144
Всего	96 943,85	9 694,385	87 249,465	100

Таблица 18 – Количество и состав шлака в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Шлак окисл-го периода	1416,97	2080,42	662,592	256,138	2360,47	366,707	790,189	16,66	33,525	8,68	8001,35
Осталось в ДСП	1402,800	2059,616	655,966	262,487	2336,865	363,040	782,287	16,493	33,190	8,60	7921,344
Всего	14,170	20,804	6,626	2,651	23,605	3,667	7,902	0,167	0,335	0,08	80,007
Всего, %	17,711	26,003	8,282	3,314	29,504	4,583	9,877	0,209	0,419	0,099	100

2.3.5.1 Раскисление шлака и металла. Предварительное легирование

а) Раскисление шлака

Для лучшего усвоения легирующих из окислов и создания восстановительной атмосферы шлак раскисляют присадками порошка кокса с массовым расходом до 0,5 кг/т.

Примем расход кокса 0,05 кг/т.

$$\text{Расход кокса на плавку: } \frac{87249,465 \cdot 0,05}{1000} = 4,362 \text{ кг.}$$

$$\text{Кокс внесет углерода (4) } \frac{4,362 \cdot 86,09}{100} = 3,76 \text{ кг.}$$

Примем, что 10 % углерода кокса усваивается металлом.

Кокс внесет углерод в металл: $\frac{3,76 \cdot 10}{100} = 0,376$ кг.

Углерод на раскисление шлака: $3,76 - 0,376 = 3,384$ кг.

Образуется СО (1) $\frac{3,386 \cdot 28}{12} = 7,896$ кг.

Потребуется кислорода (2) $7,896 - 3,384 = 4,512$ кг.

Зола кокса внесет в шлак (4), кг:

$$SiO_2 = \frac{4,362 \cdot 5,84}{100} = 0,255;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{4,362 \cdot 2,40}{100} = 0,105; \text{ в пересчете на FeO (7) } - 0,095 \text{ кг.}$$

$$Al_2O_3 = \frac{4,362 \cdot 3,00}{100} = 0,131;$$

$$CaO = \frac{4,362 \cdot 5,00}{100} = 0,218;$$

$$MgO = \frac{4,362 \cdot 0,12}{100} = 0,005;$$

$$P_2O_5 = \frac{4,362 \cdot 0,04}{100} = 0,002.$$

Кокс внесет в металл (4), кг:

$$S = \frac{4,362 \cdot 0,6}{100} = 0,026;$$

$$P = \frac{4,362 \cdot 0,01}{100} = 0,0004.$$

Кроме того, выделится в атмосферу за счет потерь при прокаливании (4)

$$\frac{4,362 \cdot 1,30}{100} = 0,057 \text{ кг CO}_2.$$

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		57

Полагаем, что при раскислении шлака 90 % окислов Fe, Mn, Cr, P восстановится.

$$\text{Восстановится FeO } \frac{2,651 \cdot 90}{100} = 2,39 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{2,39 \cdot 16}{72} = 0,531 \text{ кг.}$$

$$\begin{aligned} \text{Осталось FeO в шлаке } & 2,651 - 2,39 = 0,261 \text{ кг.} \\ \text{Образуется Fe } & 2,39 - 0,531 = 1,859 \text{ кг.} \end{aligned}$$

$$\text{Восстановится Cr}_2\text{O}_3 \frac{23,605 \cdot 90}{100} = 21,245 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{21,245 \cdot 48}{152} = 6,709 \text{ кг.}$$

$$\begin{aligned} \text{Осталось Cr}_2\text{O}_3 \text{ в шлаке } & 23,605 - 21,245 = 2,36 \text{ кг.} \\ \text{Образуется Cr } & 21,245 - 6,709 = 14,536 \text{ кг.} \end{aligned}$$

$$\text{Восстановится MnO } \frac{6,626 \cdot 90}{100} = 5,963 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{5,963 \cdot 16}{71} = 1,344 \text{ кг.}$$

$$\begin{aligned} \text{Осталось MnO в шлаке } & 6,625 - 5,963 = 0,662 \text{ кг.} \\ \text{Образуется Mn } & 5,963 - 1,344 = 4,619 \text{ кг.} \end{aligned}$$

$$\text{Восстановится P}_2\text{O}_5 \frac{0,335 \cdot 90}{100} = 0,302 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{0,302 \cdot 80}{142} = 0,170 \text{ кг.}$$

$$\begin{aligned} \text{Осталось P}_2\text{O}_5 \text{ в шлаке } & 0,335 - 0,302 = 0,033 \text{ кг.} \\ \text{Образуется P } & 0,302 - 0,170 = 0,13 \text{ кг.} \end{aligned}$$

									Лист
									58
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР				

Следовательно, необходимо связать кислорода из оксидов шлаковой ванны, кг:

FeO – 0,531;

Cr₂O₃ – 6,709;

MnO – 1,344;

P₂O₅ – 0,170;

Всего – 4,512.

Коксом связано 4,512 кг кислорода.

Следовательно, из печной атмосферы поступит кислорода:

8,754 – 4,512 = 2,24 кг

Таблица 19 – Количество и состав металла в ковше после раскисления, кг

Элемент	Металл в ковше	Раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	141,984	0,376	142,36	0,163
O	23,346	—	23,346	0,027
Si	0	—	0	0
Mn	34,56	4,619	39,179	0,045
P	9,81	0,132	9,942	0,011
S	10,8	0,026	10,826	0,012
Cr	7862,4	14,536	7 876,936	19,026
Ni	308,7	—	307,7	0,354
Ti	0	—	0	0
W	36	—	36	0,041
Al	0	—	0	0
Mo	36	—	36	0,041
Cu	135	—	135	0,155
V	27	—	27	0,031
Fe	78 623,865	1,859	78 625,724	86,094
Всего	87 249,465	21,548	87 271,013	100

Таблица 20 – Количество и состав шлака в ковше после раскисления, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Шлак в ковше	14,170	20,804	6,626	2,651	23,605	3,667	7,902	0,167	0,335	0,08	80,007
Раскисление	0,255	0,218	-5,963	-2,295	21,245	0,131	0,0054	—	-0,300	—	-29,194
Всего	14,425	21,022	0,663	0,356	2,36	3,798	7,907	0,167	0,035	0,08	50,813
Всего, %	28,388	41,371	1,305	0,701	4,644	7,474	15,561	0,329	0,069	0,157	100

б) Предварительное легирование

После раскисления шлака в металле при содержании углерода 0,344 % содержится 0,027 % или 23,346 кг кислорода.

Чтобы провести предварительное легирование, вводим в ковш на средний предел ферромарганец, феррохром, ферросилиций. Никель даем на средний предел перед выпуском на дно ковша.

Для расчета количества вводимых легирующих необходимо примерно спрогнозировать массу металла в конце плавки. Для этого примерно рассчитаем необходимую массу легирующих:

$$m_i = \frac{m_{Me} \cdot ([i_{\text{гост}}] - [i_{Me}])}{100},$$

где m_i – масса легирующего компонента, кг; m_{Me} – масса металла, кг; $[i_{\text{гост}}]$ и $[i_{Me}]$ – содержание элемента в металле среднее марочное и имеющееся, соответственно, %.

Прогнозируем массу металла в конце плавки, кг:

$$m_{Si} = \frac{87271,013 \cdot (0,3 - 0)}{100} = 261,813;$$

$$m_{Mn} = \frac{87271,013 \cdot (0,3 - 0,045)}{100} = 222,541;$$

$$m_{Me\text{прогн}} = \sum m_i + m_{Me} = 261,813 + 222,541 + 87271,013 = 87755,367 \text{ кг.}$$

Принимаем $m_{Me\text{прогн}} = 87\ 800$ кг.

Для более точного расчета массы легирующих используем формулу:

$$m_{\text{леги}} = \frac{m_{Me\text{прог}} \cdot ([i_{\text{гост}}] - [i_{Me}])}{i}, \quad (12)$$

где $m_{\text{леги}}$ – масса легирующего компонента, вносящего элемент i , кг; i – содержание элемента i в легирующем компоненте, %.

Кремний. Для раскисления стали кремнием необходимо внести ФС65 (12) $\frac{87800 \cdot (0,3 - 0)}{65} = 405,231$ кг или $\frac{65 \cdot 405,231}{100} = 263,400$ кг кремния.

									Лист
									60
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР				

При этом 20 % кремния и 100 % алюминия переходит в шлак, а 80 % кремния и остальные элементы в виду их малого количества перейдут в металл.

$$\text{Выгорает } \frac{263,4 \cdot 20}{100} = 52,68 \text{ кг кремния и } \frac{405,231 \cdot 2}{100} = 8,105 \text{ кг алюминия.}$$

Это количество кремния свяжет кислорода $\frac{52,68 \cdot 32}{28} = 60,206$ кг; алюминий свяжет $\frac{8,105 \cdot 48}{54} = 7,204$ кг кислорода.

При этом образуется и перейдет в шлак: $\frac{52,68 \cdot 60}{28} = 112,886$ кг SiO_2 и $\frac{8,105 \cdot 102}{54} = 15,309$ кг Al_2O_3 .

ФС65 внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{405,231 \cdot 80 \cdot 65}{100 \cdot 100} = 210,720;$$

$$Mn = \frac{405,231 \cdot 0,4}{100} = 1,621;$$

$$P = \frac{405,231 \cdot 0,05}{100} = 0,203;$$

$$S = \frac{405,231 \cdot 0,02}{100} = 0,081;$$

$$Cr = \frac{405,231 \cdot 0,4}{100} = 1,621;$$

$$Fe = \frac{405,231 \cdot 32,13}{100} = 130,201.$$

Марганец. Определяем расход высокоуглеродистого ферромарганца ФМн78 (12):

$$\frac{87800 \cdot (0,3 - 0,045)}{88} = 254,420 \text{ кг.}$$

При этом 20 % кремния переходит в шлак, а 80 % кремния и 100 % прочих элементов усваивается металлом.

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		61

Выгорает $\frac{254,420 \cdot 6 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 3,05$ кг кремния.

Это количество свяжет кислорода $\frac{3,05 \cdot 32}{28} = 3,486$ кг.

При этом образуется и перейдет в шлак: $\frac{3,05 \cdot 60}{28} = 6,536$ кг SiO_2 .

ФМн78 внесет в металл, кг:

$$C = \frac{254,42 \cdot 2}{100} = 5,008;$$

$$Si = \frac{254,42 \cdot 2 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 4,071;$$

$$P = \frac{254,42 \cdot 0,02}{100} = 0,501;$$

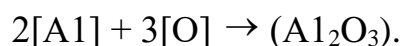
$$S = \frac{254,42 \cdot 0,02}{100} = 0,051;$$

$$Mn = \frac{254,42 \cdot 88}{100} = 223,890;$$

$$Fe = \frac{254,42 \cdot 7,88}{100} = 20,048.$$

в) Окончательное раскисление стали

Для окончательного раскисления металла используем алюминий. Необходимо понизить количество кислорода до 0,005% $\left(\frac{0,005 \cdot 87800}{100} = 4,39 \text{ кг} \right)$ т.е связать $23,346 - 4,39 = 18,956$ кг,



Для этого потребуется алюминия $\frac{18,956 \cdot 54}{48} = 21,326$ кг.

Во время раскисления металла образуется и переходит в шлак Al_2O_3

$$\frac{21,326 \cdot 102}{54} = 40,282 \text{ кг.}$$

										Лист
										62
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР					

С учетом остаточного содержания алюминия в металле 0,02 % $\left(\frac{0,02 \cdot 87800}{100} = 17,56 \text{ кг}\right)$ общий расход алюминия для раскисления металла принимаем равным $17,56 + 21,326 = 38,886 \text{ кг}$.

А 97 также внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{38,894 \cdot 0,01}{100} = 0,004;$$

$$Fe = \frac{38,894 \cdot 0,01}{100} = 0,004.$$

2.3.5.2 Шлакообразование

а) Расчет компонентов вносимых известью в шлак.

Для проведения десульфурации необходима основность шлака $B = 3,5 \dots 4,0$.

Принимая $B = 4$, получим:

$$B = \frac{m_{(CaO)_{\text{п.шл}}} + m_{(CaO)_{\text{изв}}}}{m_{(SiO_2)_{\text{п.шл}}} + m_{(SiO_2)_{\text{изв}}}} = 4,$$

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

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

Откуда следует, что масса извести, кг,

$$m_{\text{изв}} = \frac{4 \cdot m_{(SiO_2)_{\text{п.шл}}} - m_{(CaO)_{\text{п.шл}}}}{\frac{CaO_{\text{изв}}}{100} - 4 \cdot \frac{SiO_{2\text{изв}}}{100}}, \quad (13)$$

где $CaO_{\text{изв}}$, $SiO_{2\text{изв}}$ – содержание CaO и SiO₂ в извести (см. таблицу 4), %.

Тогда масса извести по формуле (13):

$$m_{\text{изв}} = \frac{4 \cdot (14,425 + 112,886 + 6,536) - 21,022}{\frac{86}{100} - 4 \cdot \frac{1,8}{100}} = 652,749 \text{ кг}.$$

						22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			63

Известь внесёт в шлак (4), кг:

$$CaO = \frac{86 \cdot 652,749}{100} = 561,364;$$

$$SiO_2 = \frac{1,8 \cdot 652,749}{100} = 11,749;$$

$$MgO = \frac{6 \cdot 652,749}{100} = 39,165;$$

Кроме того, выделится в атмосферу за счет потерь при прокаливании (4)

$$\frac{5 \cdot 652,749}{100} = 32,637 \text{ кг } CO_2.$$

б) Расчет компонентов, вносимых плавиковым шпатом.

Для получения жидкоподвижного шлака присаживается плавиковый шпат из условия, что известь и плавиковый шпат находятся в соотношении 4:1. Тогда количество присаживаемого плавикового шпата:

$$m_{\text{пл.шп}} = \frac{652,749}{4} = 163,187 \text{ кг.}$$

Плавиковый шпат внесёт в шлак (4), кг:

$$CaO = \frac{0,5 \cdot 163,187}{100} = 0,816;$$

$$SiO_2 = \frac{3,6 \cdot 163,187}{100} = 5,875;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 163,187}{100} = 0,326;$$

$$CaF_2 = \frac{94 \cdot 163,187}{100} = 153,936;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{1,5 \cdot 163,187}{100} = 2,448, \text{ в пересчете на FeO (5) – 2,203.}$$

Кроме того, выделится в атмосферу за счет потерь при прокаливании (4):

$$\frac{0,2 \cdot 163,187}{100} = 0,326 \text{ кг } CO_2.$$

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		64

в) Продукты раскисления внесут в шлак, кг (см. выше):

$$\text{SiO}_2 - 113,422;$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 - 15,309.$$

г) Расчет компонентов, вносимых футеровкой печи-ковша.

Выбираем футеровку печи-ковша, изготовленную из магнезитохромитового кирпича.

Расход магнезитохромитовой футеровки на ремонт для печи-ковша емкостью 100 т - 19 кг/т. Срок службы футеровки печи-ковша принимаем 45 плавов. Следовательно, расход футеровки на одну плавку составит:

$$\frac{19 \cdot 100}{45} = 42,222 \text{ кг.}$$

Тогда разрушающаяся магнезитохромитовая футеровка внесет в шлак, кг (4):

$$\text{CaO} = \frac{42,222 \cdot 2}{100} = 0,844;$$

$$\text{SiO}_2 = \frac{42,222 \cdot 6,5}{100} = 2,744;$$

$$\text{MgO} = \frac{42,222 \cdot 66}{100} = 27,867;$$

$$\text{Cr}_2\text{O}_3 = \frac{42,222 \cdot 10}{100} = 4,222;$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{42,222 \cdot 4}{100} = 1,689;$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = \frac{42,222 \cdot 11,5}{100} = 4,856, \text{ в пересчете на FeO (5) - 4,370.}$$

2.3.5.3 Десульфурация стали шлаком

Недостатком в производственном комплексе ДСП — печь — ковш — МНЛЗ может стать работа установки "печь–ковш", особенно при необходимости внепечной обработки стали с высокой степенью десульфурации. Наличие некоторого количества печного шлака в печи-ковше, соизмеримого с количеством присаживаемых шлакообразующих добавок, затрудняет или делает невозможной рафинирующую обработку стали в печи-ковше до низкого содержания серы и неметаллических включений в пределах технологического времени, обеспечивающего заданную высокую производительность

								22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					65

производственного комплекса. В связи с этим появляется необходимость при производстве низкосернистого металла обязательного удаления (скачивания) печного шлака из ковша перед внепечной обработкой металла и присадки основного количества шлакообразующих добавок непосредственно в печи-ковше.

Таблица 21 – Количество и состав металла во время десульфурации, кг

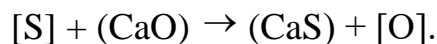
Элемент	Металл после раскисления шлака	Легирование и раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	142,36	5,008	147,448	0,168
O	23,346	-18,956	4,39	0,005
Si	0	214,791	214,791	0,244
Mn	39,179	225,511	264,69	0,301
P	9,942	0,704	10,646	0,012
S	10,826	0,132	10,958	0,012
Cr	7 876,936	1,621	7 878,557	12,966
Ni	308,7	—	308,7	0,351
Ti	0	—	0	0
W	36	—	36	0,041
Al	0	17,56	17,56	0,020
Mo	36	—	36	0,041
Cu	135	—	135	0,154
V	27	—	27	0,031
Fe	78 625,724	150,249	78 775,973	85,653
Всего	87 271,013	596,7	87 867,713	100

Таблица 22 – Количество и состав шлака десульфурации, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	CaF ₂	Σ
Шлак после раскисления	14,425	21,022	0,663	0,356	2,36	3,798	7,907	0,167	0,035	0,08	—	50,813
Известь	11,749	561,369	—	—	—	—	39,165	—	—	—	—	612,278
Плавиновый шпат	5,875	0,816	—	2,203	—	0,326	—	—	—	—	153,396	162,616
Продукты раскисления	119,422	—	—	—	—	15,309	—	—	—	—	—	134,731
Футеровка	2,744	0,844	—	4,370	4,222	1,689	27,867	—	—	—	—	41,736
Всего	154,215	584,046	0,663	6,929	6,582	21,122	74,939	0,167	0,035	0,08	153,396	1002,174
Всего, %	15,388	58,278	0,066	0,691	0,657	2,108	7,478	0,017	0,003	0,008	15,306	100

Полученный шлак имеет высокое содержание СаО, низкое содержание оксидов железа и хрома, содержит более 10 % фторида кальция. Такой шлак обладает значительной десульфуризирующей способностью. Благодаря этому, а также интенсивному перемешиванию металла и шлака вдуваемым аргоном, уже через 4...6 минут коэффициент распределения серы между шлаком и металлом достигает больших значений.

Реакция удаления серы в печи – ковше имеет вид:



Конечное содержание серы в металле определяется выражением:

$$[S]_K = \frac{100 \cdot [S]_H + \lambda \cdot (S)_H}{100 + L_s \cdot \lambda},$$

где λ – кратность шлака (см. 2.2.3), %; L_s – коэффициент распределения серы между шлаком и металлом;

$$\lambda = \frac{1002,174}{87867,713} \cdot 100 = 1,141\%.$$

Коэффициент распределения серы находится по эмпирическому выражению:

$$\lg L_s = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{(CaO) + 0,05 \cdot (MgO)}{(SiO_2) + 0,06 \cdot (Al_2O_3)} - \lg a_o + \lg f_s,$$

где a_o – активность кислорода в расплаве, f_s – коэффициент активности серы.

По параметрам взаимодействия первого порядка определим f_s , f_o при $T = 1873 \text{ K}$:

$$\lg f_o = e_o^O \cdot [\%O] + e_o^C \cdot [\%C] + e_o^{Si} \cdot [\%Si] + e_o^{Mn} \cdot [\%Mn] + e_o^P \cdot [\%P] + e_o^S \cdot [\%S] + e_o^{Cr} \cdot [\%Cr] + e_o^{Ni} \cdot [\%Ni] + e_o^W \cdot [\%W] + e_o^{Mo} \cdot [\%Mo] + e_o^V \cdot [\%V] + e_o^{Cu} \cdot [\%Cu] + e_o^{Al} \cdot [\%Al];$$

$$\lg f_o = -0,20 \cdot 0,005 - 0,45 \cdot 0,168 - 0,131 \cdot 0,244 - 0,021 \cdot 0,301 + 0,07 \cdot 0,012 - 0,133 \cdot 0,012 - 0,04 \cdot 8,966 + 0,006 \cdot 0,351 + 0,0085 \cdot 0,041 + 0,0035 \cdot 0,041 - 0,3 \cdot 0,031 - 0,013 \cdot 0,154 - 3,9 \cdot 0,020 = -0,225;$$

$$f_o = 0,596;$$

$$a_o = f_o \cdot [\%O] = 0,596 \cdot 0,005 = 0,00298;$$

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		67

$$\lg f_o = e_s^S \cdot [\% S] + e_s^C \cdot [\% C] + e_s^{Si} \cdot [\% Si] + e_s^{Mn} \cdot [\% Mn] + e_s^P \cdot [\% P] + e_s^O \cdot [\% O] + e_s^{Cr} \cdot [\% Cr] + e_s^{Ni} \cdot [\% Ni] + e_s^W \cdot [\% W] + e_s^{Mo} \cdot [\% Mo] + e_s^V \cdot [\% V] + e_s^{Cu} \cdot [\% Cu] + e_s^{Al} \cdot [\% Al];$$

$$\lg f_s = -0,028 \cdot 0,012 + 0,11 \cdot 0,168 + 0,063 \cdot 0,244 - 0,026 \cdot 0,301 + 0,29 \cdot 0,012 - 0,27 \cdot 0,005 - 0,011 \cdot 8,966 + 0,0097 \cdot 0,041 + 0,0027 \cdot 0,041 - 0,016 \cdot 0,031 - 0,0084 \cdot 0,154 + 0,035 \cdot 0,020 = 0,015$$

$$\text{Тогда } \lg L_s = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{58,278 + 0,05 \cdot 7,478}{15,388 + 0,6 \cdot 2,108} - \lg(0,00298) + 0,015 = 1,089;$$

$$L_s = 12,27.$$

$$[S]_k = \frac{100 \cdot 0,012 + 1,141 \cdot 0,008}{100 + 12,27 \cdot 1,141} = 0,011.$$

Определяем количество удалившейся серы по пропорции:

$$\frac{87867,713 - x}{10,958 - x} = \frac{100}{0,011},$$

где x – искомая величина, кг; 87 867,7413– x – масса металла с учетом окисления

серы, кг; 10,958– x – масса серы в металле с учетом окисления, кг; 0,011 – содержание серы в металле, %,

$$x = 1,293 \text{ кг.}$$

2.3.5.4 Доведение стали до заданного химического состава

Окончательная корректировка металла по химсоставу, если это необходимо, проводится порошковой проволокой соответствующих ферросплавов.

Количество и состав металла перед подачей на разливку приведены в таблице 23.

Таблица 23 – Баланс металла после доводки и десульфурации, кг

Элемент	Металл до десульфурации	Десульфурация	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	147,448	—	147,448	0,168
O	4,39	—	4,39	0,005
Si	214,791	—	214,791	0,244
Mn	264,69	—	264,69	0,301
P	10,646	—	10,646	0,012

Продолжение таблицы

S	10,958	-1,293	9,665	0,011
Cr	7878,557	—	7878,557	12,967
Ni	308,7	—	308,7	0,351
W	36	—	36	0,041
Al	17,56	—	17,56	0,020
Mo	36	—	36	0,041
Cu	135	—	135	0,154
V	27	—	27	0,031
Fe	78775,973	—	78775,973	85,654
Всего	87867,713	-1,293	87866,42	100

Видно, что химический состав стали полностью соответствует заданному и не нуждается в корректировке. Окончательный состав шлака восстановительного периода представлен в таблице 24.

Таблица 24 – Масса и состав конечного шлака, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	CaF ₂	Σ
Шлак до десульфурации	154,21 5	584,046	0,663	6,929	6,582	21,122	74,939	0,167	0,035	0,08	153,39 6	1002,17 4
Десульфурация	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1,29 3	—	1,293
Всего	154,21 5	584,046	0,663	6,929	6,582	21,122	74,939	0,167	0,035	1,37 3	153,39 6	1003,46 7
Всего, %	15,368	58,203	0,066	0,691	0,656	2,105	7,468	0,017	0,003	0,00 8	15,287	100

Суммарный материальный баланс восстановительного периода

Израсходовано, кг

- а) металла — 96 943,85;
 - б) шлака — 8 001,35;
 - в) футеровки ковша — 42,222;
 - г) шлакообразующих — 815,936, в том числе:
 - 1) извести — 652,749,
 - 2) плавикового шпата — 163,187;
 - д) легирующих и раскислителей — 702,907, в том числе:
 - 1) А97 — 38,894,
 - 2) ФС65 — 405,231,
 - 3) ФМн78 — 254,420,
 - 4) кокса — 4,362;
 - е) кислорода на окисление кокса, кремния и алюминия — 135,18.
- Всего: 106 641,445.

Получено, кг;

а) металла — 97 560,805, в том числе:

1) в ДСП — 9 694,385,

2) в ковше — 87 866,42;

б) шлака — 8 924,814, в том числе:

1) в ДСП — 7 921,347,

2) в ковше — 1 003,467;

в) газов — 40,916, в том числе:

1) CO₂ (известь) — 32,637,

2) CO₂ (плавиковый шпат) — 0,326,

3) CO₂ (кокс) — 7,896,

4) CO (кокс) — 0,057.

Всего: 106 526,535.

Невязка — $106\,641,445 - 106\,526,535 = 114,91$ кг или $\frac{114,91}{106641,445} \cdot 100 = 0,107\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

Суммарный материальный баланс плавки:

Израсходовано, кг (суммируются данные по суммарным материальным балансам всех периодов):

1) Отходов Б-18 — 100 000;

3) ФМн78 — 254,420;

4) ФС65 — 405,231;

5) А97 — 38,894;

6) кокса — 4,362;

7) извести (суммируется по всем периодам) — 4 661,594;

8) плавикового шпата — 163,187;

9) футеровки печи — 715,015;

10) футеровки печи-ковша — 42,222;

11) руды — 7 228,95;

12) газов (суммируется по всем периодам) — 2 300,163.

Всего: 115 814,505.

Получено, кг (суммируются данные по суммарным материальным балансам всех периодов):

1) металла (в ковше и в ДСП) — 97 560,805;

2) шлака в ДСП — 7 921,347;

3) шлака печи-ковша — 1 003,467;

4) пыли, уносимой газами (суммируется по всем периодам) — 4 747,99;

5) газов (суммируются по всем периодам) — 4 436,674.

Всего: 115 670,283.

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		70

Невязка — $115814,505 - 115670,283 = 144,222$ кг или $\frac{144,222}{115814,505} \cdot 100 = 0,125\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

2.4 Расчет теплового баланса

Расчет проведем на 100 кг металла, исходя из рассчитанного выше материального баланса плавки. Для этого определим приход и расход тепла в печи.

2.4.1 Приход тепла

2.4.1.1 Тепло, вносимое электрической энергией Q_1

На действующей печи реальный 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 (при проектных расчетах принимается $\eta_p = 88...91\%$). При проектировании печи расход электроэнергии на плавку зависит от наличия или отсутствия предварительного подогрева лома, количества газокислородных горелок и времени их работы. Для расчета принимаем удельный расход электроэнергии 250...400 кВт·ч/т. Для пересчета кВт·ч в МДж используется переводной коэффициент 3,6.

Расчет проведем на 100 кг шихты. Зададимся расходом электрической энергии, равным 375 кВт·ч/т стали, или 37,5 кВт·ч на 100 кг. Тогда с учетом электрического КПД $\eta = 0,90$.

$$Q_1 = 37,5 \cdot 3,6 \cdot 0,90 = 121,5 \text{ МДж.}$$

2.4.1.2 Тепло, вносимое газокислородными горелками Q_2

Вносимое горелками тепло определяется по формуле

$$Q_{\text{гор}} = N_{\text{гор}} \cdot \tau \cdot P_{\text{гор}} \cdot 3,6$$

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

τ – время работы горелки, ч;

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

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

									Лист
									71
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР				

Для расчета принимаем, что печь оборудована 4 газокислородными горелками по 2...4 МВт каждая. Продолжительность их работы за плавку 10...15 минут. Примем без расчета мощность горелок 3,6 МВт каждая, время работы – 10 минут (0,17 часа). Тогда за всю плавку в ДСП–120:

$$Q_{\text{гор}} = 4 \cdot 0,17 \cdot 3,6 \cdot 10^3 \cdot 3,6 = 8812,8 \text{ МДж.}$$

С учетом вместимости печи количество тепла, внесенного горелками, приведенное к 100 кг металлошихты составит $Q_2 = 8,81$ МДж.

2.4.1.3 Тепло, вносимое в печь шихтовыми материалами (сумма энтальпий компонентов, вводимых в печь), Q_3

В зависимости от технологии выплавки в печь могут вводить следующие материалы: скрап, железную руду, кокс, ферросплавы, легирующие и шлакообразующие материалы, на ряде печей предусмотрена заливка жидкого чугуна.

Для каждого вводимого компонента можно записать следующее выражение для расчета энтальпии:

$$\Delta H_k = M_k \cdot c_k \cdot \Delta t_k$$

где ΔH_k – изменение энтальпии соответствующего компонента;

M_k – масса компонента;

c_k – теплоемкость компонента;

Δt_k – изменение температуры компонента.

$$Q_{\text{физ}} = \sum_{k=1}^i H_k$$

В зависимости от применяемой технологии материалы перед подачей в печь могут подаваться холодными или подогреваться. Энтальпия лома, подогретого перед подачей в ДСП до 300 °С составит:

Отходы Б –18

$$H_{\text{Б-18}} = 100 \cdot 0,52 \cdot 10^{-3} \cdot 300 = 15,6 \text{ МДж.}$$

Итого энтальпия шихты составит $Q_3 = 15,6$ МДж.

										Лист
										72
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР					

2.4.1.4 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.

$$Q_4 = M_{Si} \cdot g_{Si} + M_{Mn} \cdot g_{Mn} \cdot M_{Fe} \cdot g_{Fe} + M_{Cr} \cdot g_{Cr},$$

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

g_k – тепловой эффект реакции его окисления.

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

$$Si \text{ до } SiO_2 \quad 0,40 \cdot 28,4 = 12,78 \text{ МДж},$$

$$Mn \text{ до } MnO \quad (0,224 + 0,105) \cdot 6,99 = 4,59 \text{ МДж},$$

$$Cr \text{ до } Cr_2O_3 \quad (0,080 + 0,432) \cdot 11 = 0,572 \text{ МДж},$$

$$Fe \text{ до } FeO \quad (0,341 + 0,508) \cdot 4,76 = 4,61 \text{ МДж},$$

$$Fe \text{ до } Fe_2O_3 \quad (0,321 + 1,185) \cdot 7,36 = 12,78 \text{ МДж},$$

$$C \text{ до } CO \quad (0,280 + 0,005) \cdot 11,3 = 13,74 \text{ МДж}.$$

Итого $Q_4 = 49,07$ МДж.

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

Итого за плавку приход тепла в печь

$$Q_n = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4,$$

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		73

$$Q_n = 121,5 + 8,81 + 15,6 + 41,49 = 187,4 \text{ МДж}$$

2.4.2 Расход тепла

2.4.2.1 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:

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

где M_M – масса скрапа, вносимого в печь за плавку, кг;

c_1 – средняя теплоёмкость металла в интервале температур от загрузки до плавления, Дж/К·кг;

c_2 – средняя теплоёмкость металла в интервале температур от плавления до выпуска, Дж/К·кг;

t_0 – температура скрапа при завалке, К;

$t_{пл}$ – температура плавления стали, К;

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

g_M – теплота плавления металла, Дж/кг.

Средняя теплоемкость определяется следующим образом. Если лом перед завалкой не подогревали, то берется максимальное значение в соответствующей колонке. Если лом подогревали, то берется средняя теплоемкость материала в диапазоне от 300 °С до температуры плавления.

Для стали рядовых марок $g_M = 284$ кДж/кг, $g_{шл} = 58$ кДж/кг, $c_{жидк} \sim 0,79$ кДж/град, $c_{шлака} = 1,05$ кДж/кг. Температура плавления стали разных марок меняется в диапазоне 1300...1500 °С. Углеродистая сталь имеет меньшую температуру плавления, легированная – большую. Для расчёта примем, что температура плавления углеродистой стали 1400 °С, шлака 1550 °С.

Средние значения теплоемкости с допустимой погрешностью возьмем как разность между значениями при температуре завалки лома и при максимально имеющейся температуре. По аналогии с приходной частью запишем:

Отходы Б – 18

$$c_1 = \frac{0,52 + 0,67}{2} = 0,595 \text{ кДж/град,}$$

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		74

тогда

$$N_{Б-18} = 100 \cdot [0,595 \cdot (1400 - 300) + 284 + 0,79 \cdot (1620 - 1400)] = 111,230 \text{ МДж}$$

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

$$N_{\text{шл}} = 6,08 \cdot [1890 + 1,05 \cdot (1620 - 1550)] = 13,705 \text{ МДж}$$

Итого: $Q_5 = 111,230 + 13,705 = 124,94 \text{ МДж}$.

2.4.2.2 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.

Разложение карбонатов. Согласно материальному балансу, при прокаливании недообожженной извести выделяется 0,131 кг (в период плавления) + 0,039 кг (в окислительный период) = 0,170 кг CO₂. При нормальных условиях это количество газа займет $22,4 \cdot 10^{-3} \cdot 170 / 44 = 86,545 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3$. На это потребуется $86,545 \cdot 10^3 \cdot 7,21 = 0,62$

$$Q_6 = 0,62 \text{ МДж.}$$

2.4.2.3 Потери тепла через футеровку Q_7

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

В условиях постоянно действующего металлургического производства можно считать, что печь работает в стационарных условиях и аккумуляция тепла футеровкой не происходит, так как ее температура изменяется незначительно. Можно считать, что все тепло, подводимое к футеровке внутри печи, передается теплопроводностью к ее наружной поверхности. Поэтому достаточно рассчитать количество 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.

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

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

$t_{1,2}$ – температура на внутренней и внешней поверхности слоя, К;

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		75

F – площадь поверхности теплообмена, м²;

τ – время, ч;

δ – толщина слоя, м.

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

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

где α – суммарный коэффициент теплоотдачи излучением и конвекцией, Дж/(м²·ч·К);

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

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

На действующей печи известны степень черноты кирпичной кладки и кожуха, значения температуры t_i , геометрия печи. При проектировании ДСП или её реконструкции 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 в формуле 17 значение α зависит от другой неизвестной - температуры кожуха $t_{\text{к}}$. Значение же $t_{\text{к}}$, в свою очередь, зависит от температуры подины печи, толщины и теплопроводности материала кладки. На теплопроводность материала влияет средняя температура футеровки. Поэтому Q_7 рассчитывают методом последовательных приближений. Для этого в первую очередь задаются температурой кожуха. При наличии дополнительного слоя теплоизоляции обычно лежит в диапазоне 90...180 °С, при наличии только огнеупорного слоя $t_{\text{к}}$ увеличивается до 300...400 °С.

Затем определяют среднюю температуру футеровки по формуле:

$$t_{\text{ср}} = \frac{t_{\text{вн}} - t_{\text{к}}}{2},$$

Для данной $t_{\text{ср}}$ находят коэффициент теплопроводности материала λ и определяют значение α , соответствующей данной температуре кожуха. Далее вычисляют значение теплового потока по формуле:

$$g_7 = \frac{Q_7}{F},$$

Сравнивают его величину с $g_{\text{окр}}$. Если разница не превышает 10 %, то расчёт считается законченным, если нет – необходимо задаться другим значением температуры кожуха $t_{\text{к}}$.

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		76

Зададимся температурой кожуха $t_k = 150 \text{ }^\circ\text{C}$. Определим среднюю температуру футеровки, считая, что в среднем за плавку температура металла составит $1500 \text{ }^\circ\text{C}$, продолжительность плавки 45 минут, диаметр кожуха $7,2 \text{ м}^2$.

$$t_{cp} = \frac{1500 - 150}{2} = 675 \text{ }^\circ\text{C}.$$

Коэффициент теплопроводности магнезитовой футеровки при $675 \text{ }^\circ\text{C}$ составляет:

$$\lambda = 6,28 - 0,0027 \cdot 675 = 4,4575 \text{ Вт/(м} \cdot \text{ }^\circ\text{C)}.$$

$$\alpha = 0,0585 \text{ МДж/м}^2 \cdot \text{ч}$$

Тогда ориентировочно:

$$Q_{кож} = 0,063 \cdot (150 - 20) \cdot 7,2 \cdot 0,75 = 44,226 \text{ МДж}.$$

Проверяем: при данном $Q_{кож}$ тепловой поток через него:

$$g = \frac{44,226}{7,2} = 6,1425 \text{ МДж/(м}^2 \cdot \text{ч)}.$$

$g_{окр} \sim 6,75 \text{ МДж/(м}^2 \cdot \text{ч)}$. Разница не превышает 10 %, поэтому расчёт считается законченным.

С учетом того, что расчет выполняется на 100 кг, $Q_7 = 0,04 \text{ МДж}$.

2.4.2.4 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. При проектировании, когда эти цифры не известны, можно принять температуру воды на входе $20 \text{ }^\circ\text{C}$, на выходе температура воды не должна превышать $40 \dots 45 \text{ }^\circ\text{C}$ во избежание образования накипи на внутренних поверхностях панелей.

$$Q_8 = c_n \cdot V_b \cdot (t_{вых} - t_{вх}) \cdot \tau,$$

где c_n – теплоёмкость воды, $4,2 \text{ МДж/(м}^3 \cdot \text{К)}$;

V_b – часовой расход воды через элемент, $\text{м}^3/\text{ч}$;

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

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

τ – время, ч.

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		77

Анализ работы действующих печей показал, что для современной ДСП при соблюдении температурного режима расход воды на охлаждение стеновых панелей составляет ~ 420 м³/ч, и 100...230 м³/ч на охлаждение сводовых панелей, на водоохлаждаемый газоход 180...200 м³/ч.

Потери тепла на охлаждение стен составят:

$$Q_{ст} = 4,2 \cdot 420 \cdot (45 - 20) \cdot 0,75 = 33,075 \text{ МДж}$$

на плавку или 33,08 МДж на 100 кг.

Потери тепла на охлаждение свода составят:

$$Q_{св} = 4,2 \cdot 100 \cdot (45 - 20) \cdot 0,75 = 7,87 \text{ МДж}$$

на плавку или 15,75 МДж на 100 кг.

Потери тепла через водоохлаждаемый газоход

$$Q_{газ} = 4,2 \cdot 180 \cdot (45 - 20) \cdot 0,75 = 14,175 \text{ МДж}$$

на плавку или 14,2 МДж на 100 кг.

Итого: $Q_8 = 33,075 + 7,87 + 14,175 = 55,12$ МДж.

2.4.2.5 Потери тепла излучением через открытые окно и отверстия Q_9

Во время плавки при отводе в сторону свода для подвалки шихты, при скачивании шлака, замере температуры через рабочее окно, а также через неплотности происходит потеря тепла излучением в окружающее пространство. Суммарные потери тепла определяются по формуле:

$$Q_9 = 3,6c_0 \cdot \left(\frac{T_n}{1000}\right)^4 \cdot F \cdot \Phi \cdot \tau,$$

где 3,6 – коэффициент пересчёта кВт в МДж;

c_0 – коэффициент излучения абсолютно чёрного тела, 5,67 кВт/(м² · К⁴);

T_n – средняя температура в печи, К;

F – площадь открытого окна или отверстия, м²;

Φ – коэффициент диафрагмирования отверстия;

τ – время открытия окна или отверстия в период плавки, ч.

Так как на ДСП с технологией «Consteel» свод для подвалки не отводится, то потерями тепла через открытый свод можно пренебречь.

Итого: $Q_9 = 0$.

											Лист
											78
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата							

22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР

2.4.2.6 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.

Для вновь проектируемых печей данная статья расхода рассчитывается достаточно сложно. На действующих печах в системе газоходов имеются специальные датчики, фиксирующие температуру, состав и расход газа. Измеряя скоростной напор Δp , рассчитывают скорость и расход уходящих газов по формулам:

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot g \cdot \Delta p}{\rho_z}},$$

$$V_t = 3600 \cdot \omega \cdot F,$$

$$V_0 = \frac{273 \cdot V_t}{T_{yx}},$$

где ω – скорость газового потока, м/с;

g – ускорение свободного падения ($=9,8$ м/с²);

Δp – скоростной напор, Па;

ρ_z – плотность уходящих газов, кг/м³;

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

F – площадь сечения патрубка, м².

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

T_{yx} – температура уходящих газов, К.

Количество тепла, уносимого из печи с газовыми потоками, можно определить по формуле.

$$Q_{10} = V_0 \cdot c_{сyx} \cdot T_{yx} \cdot \tau,$$

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

Примем, что в среднем на современных печах перепад давления между печью и атмосферой составляет 2 Па, плотность отходящих газов – 1,5 кг/м³, размеры загрузочного окна из печи – 1,37 и 2,0 м, температура отходящих газов в среднем за плавку – 1 200 °С.

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		79

Тогда:

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot 9,8 \cdot 2}{1,5}} = 5,11 \text{ м/с},$$

$$V_t = 3600 \cdot 5,11 \cdot 1,37 \cdot 2 = 50405 \text{ м}^3 / \text{ч},$$

$$V_0 = \frac{273 \cdot 50405}{1200} = 11467,15 \text{ м}^3.$$

Тогда количество тепла, уносимое газами из печи за плавку,

$$Q_{10} = 11467,15 \cdot 1430 \cdot 1200 \cdot 0,75 = 14,76 \cdot 10^9 \text{ Дж}.$$

или в пересчете на 100 кг 14,76 МДж.

Итого за плавку расход тепла:

$$Q_p = Q_5 + Q_6 + Q_7 + Q_8 + Q_9 + Q_{10},$$

$$Q_d = 122,013 + 0,62 + 0,04 + 56,306 + 0 + 14,76 = 193,739 \text{ МДж}.$$

Полученный тепловой баланс плавки стали Ст 10 в ДСП-120 приведен в таблице. Невязка составила 0,014 %.

Таблица 1 – Тепловой баланс плавки стали в ДСП

Поступило тепла, МДж	Расход тепла, МДж
Электроэнергия 121,5 (62,3 %)	Энтальпия продуктов 124,94 (63,927 %)
	в том числе:
	металла 111,23 (56,913%)
	шлака 13,705 (7,012%)
Тепло горелок 8,81 (4,52 %)	Тепло хим. реакций 0,62 (0,317 %)
Энтальпия шихты 15,6 (8%)	Потери с охлажд. водой 55,12 (28,203 %)
Тепло хим. реакций 49,07 (25,167 %)	Потери с отходящими газами 14,76 (7,55 %)
Итого 194,98	Итого 195,44

Проведен расчет теплового баланса ДСП-120 на 100 кг металла. В приведенном расчете рассчитан приход тепла:

- тепло, вносимое электрической энергией $Q_1 = 121,5$ МДж
- тепло, вносимое газокислородными горелками $Q_2 = 8,81$ МДж

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		80

- тепло, вносимое в печь шихтовыми материалами (сумма энтальпий компонентов, вводимых в печь), $Q_3 = 15,6$ МДж
 - тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций, $Q_4 = 49,07$ МДж
- А также расход тепла:
- тепло, идущее на нагрев, плавление и перегрев до заданной температуры металла, шлака и легирующих добавок, $Q_5 = 124,94$ МДж
 - тепло, идущее на протяжение эндотермических реакций $Q_6 = 0,62$ МДж
 - потери тепла через футеровку $Q_7 = 0,04$ МДж
 - потери тепла через водоохлаждаемые панели $Q_8 = 55,12$ МДж
 - потери тепла излучением через открытые окно и отверстия $Q_9 = 0$ МДж
 - потери тепла с отходящими газами $Q_{10} = 14,76$ МДж
- Невязка 0,014 % - допустимым значением, значит расчет проведен верно.

					<i>22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		81

3 ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ВЫПУСКАЕМОЙ ПРОДУКЦИИ

3.1 Возможные способы нарушения технологического режима выплавки сплава и борьба с ними

В таблице 34 указаны виды нарушений и методы борьбы с ними. [6]

Таблица 34 – Способы нарушения технологического режима и методы борьбы с этими нарушениями

Виды нарушений	Методы борьбы
ДСП – Использование негабаритного лома и сыпучих материалов.	Контролировать размер лома и сыпучих материалов
ДСП – вводимые материалы не должны быть влажными	Массовая доля влаги не > 1,0%
Низкая основность шлака	Замер хим. состава. В случае низкой основности добавить известь
Недогрев или перегрев металла	Замерять температуру перед выпуском
Не попадание в хим. состав	Замер проб
АКП - повышенный расход аргона	Избегать работу на повышенных ступенях мощности
АКП – непопадание в заданный химический состав стали	Наводить рафинирующий шлак, производить вовремя отбор проб металла
МНЛЗ – резкий перепад температур по толщине сляба в момент затвердевания металла, заплески и переливы жидкого металла в кристаллизаторе	Соблюдение соответствия расхода воды со скоростью разливки, осуществление постоянного контроля за состоянием кристаллизатора

3.2 Виды брака и методы борьбы с ним

Кристаллическая структура непрерывнолитого слитка схожа со структурой слитков, полученных разливкой в изложницы – наружная корка из мелких неориентированных кристаллов (ее толщина 10 – 20 мм), далее столбчатые кристаллы и в осевой части слитка различно ориентированные равноосные кристаллы; в слитках мелкого сечения зона столбчатых кристаллов может простираться до центра слитка. Целесообразно уменьшение зоны столбчатых кристаллов, обладающей пониженной прочностью и пластичностью и расширение центральной зоны равноосных кристаллов; это достигается при снижении температуры разливаемого металла, электромагнитном перемешивании жидкой фазы слитка и при снижении интенсивности вторичного охлаждения.

Непрерывный слиток благодаря малой толщине и быстрому вследствие этого затвердеванию отличается меньшим развитием химической неоднородности, более равномерным распределением неметаллических включений.

От слитков, разливаемых в изложницы, он отличается также более чистой и гладкой поверхностью.

Ниже перечислены основные дефекты слитков, получаемых непрерывной разливкой. Сильно развита в них осевая пористость, что объясняется наличием в кристаллизующемся слитке очень глубокой и узкой лунки жидкого металла. Образование в ней «моста» сросшихся кристаллов может привести к появлению больших по протяженности зон, в которых металл кристаллизуется без доступа жидкой стали сверху, и, следовательно, к появлению пустот. Особенно сильно осевая пористость проявляется в квадратных и круглых слитках; в плоских слитках она развита слабее, так как усадка металла здесь рассредоточена по продольной оси поперечного сечения слитка. Осевая пористость заметно усиливается при увеличении перегрева металла и повышенной скорости разливки, иногда переходя в осевые усадочные пустоты. Заметно выражена в непрерывных слитках осевая ликвация, при этом по длине слитка располагаются отдельные участки увеличенной ликвации; это объясняется тем, что ликвирующие примеси скапливаются в пустотах под сросшимися кристаллами осевой части слитка.

В слитках криволинейных и особенно горизонтальных УНРС наблюдается некоторая несимметричность структуры и распределения составляющих стали, поскольку зона затвердевания последних порций металла, а следовательно, и усадочная пористость, и скопление ликвирующих примесей смещены к верхней грани слитка; у верхней грани наблюдается также повышенное содержание неметаллических включений вследствие их всплытия.

Иногда наблюдается искажение формы слитка. Для слитков квадратного сечения характерна ромбичность – искажение профиля слитка в кристаллизаторе, когда квадратное сечение деформируется в ромбическое. Причины: перекокс слитка к кристаллизатору под воздействием несоосно расположенных с ним опорных роликов, неравномерное охлаждение различных граней слитка в кристаллизаторе. Раздутие слитка (выпуклость его поперечного сечения) возникает под воздействием ферростатического давления столба жидкой стали в слитке; возникновению дефекта способствуют повышенные скорость разливки и температура металла, что уменьшает толщину затвердевшей корки; недостаточная интенсивность вторичного охлаждения; отклонения в настройке опорных роликов; увеличенное расстояние между опорными роликами.

Распространенным дефектом являются трещины – поверхностные и внутренние. Продольные поверхностные трещины на гранях слитка имеют длину до 1 – 1,5 м и более и глубину до 10 – 15 мм. Эти трещины являются результатом усадочных напряжений и образуются при неравномерном прилегании формирующейся корки к стенкам кристаллизатора в местах уменьшенной ее толщины, которые возникают из-за снижения теплоотвода там, где корка отходит от стенок (например, в результате ее деформации или коробления стенок кристаллизатора). Трещины представлены на рисунке 5. Местное уменьшение толщины корки и образование трещин может также происходить вследствие размывания корки струей металла, особенно при его подаче в кристаллизатор вертикальной струей.

Вероятность возникновения продольных трещин повышается при перегреве стали и увеличении скорости разливки, при увеличении содержания серы в металле и снижении величины отношения $[Mn]/[S]$, при увеличении ширины плоского слитка и при содержании углерода в нелегированных сталях в пределах 0,18-0,25 %.

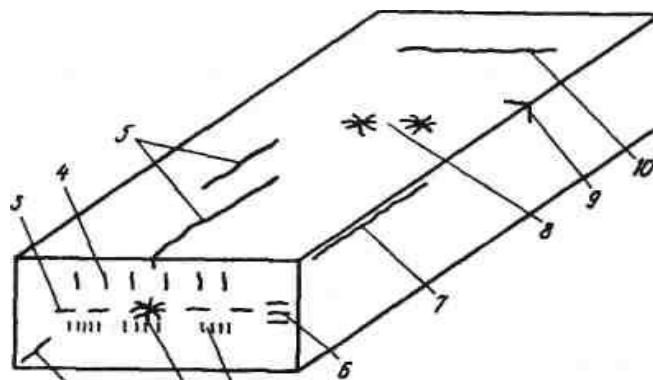


Рисунок 3 – Основные виды трещин в вытягиваемом из кристаллизатора УНРС слитке

1 – центральная трещина; 2 – диагональные трещины; 3 – осевые; 4 – внутренние трещины перпендикулярные широким граням слитка; 5 – продольные поверхностные трещины на гранях слитка; 6 – трещины, перпендикулярные узким граням слитка; 7 – продольные трещины по ребрам (углам); 8 – паукообразные и сетчатые трещины; 9 – поперечные трещины в углах слитка; 10 – поперечные поверхностные трещины (надрывы корки).

Действенным средством борьбы с этим дефектом является разливка с защитным шлаковым покрытием, поскольку образуемая между коркой и стенками кристаллизатора тонкая шлаковая прослойка существенно снижает неравномерность теплоотвода.

Продольные трещины по ребрам (углам), образуются в квадратных слитках при искажении профиля в кристаллизаторе (ромбичность). В слябах такие трещины возникают на расстоянии ~ 350 мм от уровня металла в кристаллизаторе в случае отхода корки слитка от узкой стенки кристаллизатора вследствие ее износа или изменения угла ее наклона (неправильная установка кристаллизатора).

Поперечные поверхностные трещины 10 (надрывы корки) возникают в кристаллизаторе вследствие усиленного трения при недостаточной смазке стенок и вследствие зависания корки при наличии на стенках кристаллизатора царапин, вмятин. Такие трещины могут также возникать при изгибании или выпрямлении слитка на МНЛЗ с криволинейной осью. Поперечные трещины в углах слитка 9 могут также образовываться в результате слишком интенсивного вторичного охлаждения.

Паукообразные и сетчатые трещины, схожи, каждая трещина распространяется из одного центра в нескольких направлениях. Паукообразные трещины возникают в кристаллизаторе при неравномерном прилегании корки к его стенкам в местах плотного прилегания, т. е. в участках наиболее сильного охлаждения. Пораженность этими трещинами снижается при разливке со шлаковым покрытием в кристаллизаторе, так как шлаковая прослойка предотвращает непосредственный контакт стенок с коркой, уменьшая неравномерность ее охлаждения. Сетчатые трещины образуются в зоне вторичного охлаждения при температурах 700 – 900 °С в результате чередования нагревов и охлаждений поверхности слитка (охлаждение у форсунок и разогрев за счет внутреннего тепла слитка при его движении между форсунками). Количество этих трещин сильно снижается при переходе от нодяного к более мягкому водовоздушному вторичному охлаждению.

Многообразные внутренние трещины образуются в результате совместного воздействия термических напряжений в охлаждаемом слитке и механических усилий от опорных, тянущих и изгибающих роликов. Распространены внутренние трещины, перпендикулярные широким граням слитка основной причиной их возникновения считают механическое воздействие роликов на затвердевающую корочку слитка и средством борьбы с ними – правильную настройку роликовой проводки и сохранение постоянства расстояния между роликами. Такие трещины могут также возникать из-за термических напряжений при неравномерном вторичном охлаждении (например, при разогреве поверхности после интенсивного охлаждения).

Гнездообразные трещины – скопления мелких, схожих с трещинами типа и располагающихся ближе них к центру слитка образуются при разгибании слитка с жидкой сердцевиной.

Осевые трещины в слябах располагаются по их большой оси в зоне смыкания фронтов кристаллизации. Считают, что эти трещины образуются в результате усадки стали, если она не компенсируется сжимающим усилием опорных роликов; особенно они проявляются при выпучивании широких граней слитка, когда сжимающие усилия явно недостаточны. В слитках квадратного сечения, где усадка сконцентрирована в центре слитка, форма осевых трещин иная.

Трещины, перпендикулярные узким граням и расположенные вблизи от них, возникают при выпучивании широких граней слитка, т. е. при недостаточном поддержании оболочки слитка опорными устройствами. Диагональные трещины на стыке кристаллов, растущих от двух смежных граней, встречаются преимущественно в слитках квадратного сечения при искажении профиля (ромбичности) в тупых углах.

Газовые пузыри в корковом слое слитка возникают при недостаточно раскисленном металле, высоком содержании в нем водорода, повышенном содержании влаги в защитной шлаковой смеси, вводимой в кристаллизатор. Ряд поверхностных дефектов слитка связан с неудовлетворительной организацией разливки.

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		85

Шлаковые включения на поверхности возникают при заливке жидким металлом прилипающих к стенкам кристаллизатора частиц шлака или размытых огнеупоров. Ужимины (поперечные углубления на поверхности слитка) возникают в результате резкого изменения напора струи и колебаний уровня металла в кристаллизаторе, при местном размывании корки струей металла и в участках неплотного прилегания корки к стенкам кристаллизатора.[9]

3.3 Возможные направления модернизации технологии получения продукции

3.3.1 Применение порошковых проволок для наплавки роликов МНЛЗ

Современное металлургическое производство немыслимо без технологии непрерывной разливки стали и обусловлено существенной экономией энергетических и временных затрат, повышением производительности и качества продукции, снижением производственных потерь, реализацией более эффективного инвестирования. В связи с этим проводится системное внедрение МНЛЗ и ,как следствие, ожидается рост объема их производства и ремонта. Опыт металлургических предприятий показывает, что технические и технико-экономические показатели машин непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) в значительной степени зависят от долговечности роликов поддерживающих систем. Ролики поддерживающих и разгибающих узлов работают в тяжелом температурном режиме термоциклирования, максимальная температура поверхности роликов может достигать 650 – 750 °С. Ролики воспринимают усилия от ферростатического раздутия и усилия от разгиба слитка. На прямолинейных участках ролики подвергаются абразивному износу. Разрушение рабочей поверхности роликов проявляется в виде износа поверхностного слоя и образования трещин разгара. В соответствии с требованиями производства интенсивность изнашивания материала рабочих поверхностей не должна превышать 0,1 – 0,25 мм на 1 тыс. плавов, при этом МНЛЗ должна выпустить не менее 1 млн. тонн заготовок без смены роликов. Известно, что электродуговая наплавка рабочих поверхностей роликов износо- и коррозионнотойкой сталью — наиболее эффективный и распространенный способ увеличения срока службы подобных деталей. Данный способ упрочнения роликов применяется большинством фирм, создающих МНЛЗ как в нашей стране, так и за рубежом.

Реализуются технологии наплавки под флюсом по винтовой линии одиночной и расщепленной дугой, без колебаний и с поперечными колебаниями начиная от диаметра 70 мм и более. Наиболее распространена технология двухслойной наплавки, а на ряде ремонтных служб применяется трехслойная наплавка. Для данного способа наплавки выпускаем проволоки диаметром от 2,0 до 4,0 мм. Предлагаемые порошковые проволоки позволяют наплавить на рабочую поверхность роликов слой металла стойкий к много-факторному износу. Сочетание порошковой проволоки с флюсом позволяет получить высокохромистый (Cr-Mn-Ni-Mo-N, Cr-Mn-Ni-Mo-V-Nb) наплавленный металл с

пластичной структурой низкоуглеродистого мартенсита, упрочненный дисперсными карбидами и нитридами при минимизации содержания δ феррита 5 – 10 %.

Применение наплавки в защитном газе наиболее эффективно в смеси $82Ar + 18CO_2$ или Ar по сравнению с углекислым газом вследствие более высокой стабильности процесса, снижения окислительной способности защитного газа, уменьшения проплавления основы. К преимуществам можно отнести приемлемую производительность процесса, визуальный контроль за процессом

наплавки, химический состав задается композицией проволоки и нет влияния характерного для флюса, меньшее содержание водорода в наплавленном металле по сравнению с флюсом, проще реализация процесса с поперечными колебаниями проволоки. Процесс наплавки характеризуется хорошим формированием металла, легкой отделимостью шлаковой корки и возможностью наплавки последующего слоя без удаления шлака. К недостаткам можно отнести: необходимость защиты от брызг и излучения дуги, менее ровная поверхность наплавленного металла, необходимость применения дымососов, забрызгивание сопла подачи защитного газа. Для данного способа наплавки выпускаем проволоки диаметром от 1,6 до 2,4 мм как для нанесения подслоя, так и рабочих слоев наплавленного металла.

Процесс наплавки открытой дугой обладает преимуществами присущими процессу в защитном газе и дополняется отсутствием необходимости применения защитного газа, более упрощенной комплектацией наплавочной установки, но наиболее существенно его преимущество в металлургическом аспекте. При данном способе наплавки реализуется возможность легирования наплавленного металла азотом. Необходимость такого металлургического решения обусловлена актуальностью увеличению ресурса роликов МНЛЗ за счет повышения стойкости наплавленного металла к разгару и коррозии. Наиболее успешно это решение реализовано английской фирмой *Welding Alloys*. Рабочая поверхность ролика подвергается циклическому воздействию высоких температур, что приводит изменению структурного состояния при-поверхностного слоя металла.

Наблюдается укрупнение зерен и формирование на их границах карбидов хрома, что приводит к развитию межзеренной коррозии. Потеря мартенситной матрицей углерода приводит к формированию мягкого ферритного слоя, обладающего низким сопротивлением механическому износу. Замена части углерода азотом подавляет процессы укрупнения зерен и формирования на границах зерен карбидов хрома. Образующиеся нитриды равномерно распределены в структуре металла, проявляется эффект вторичного упрочнения в процессе термоциклирования. Реализация этих механизмов позволяет повысить ресурс роликов. Для данного способа наплавки выпускаем проволоки диаметром 2,0 – 2,4 мм.[9]

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		87

3.3.2 Использование на ДСП зондов

Зонды являются комбинацией из 2 или более «стандартных» зондов. Обычно, широко известна комбинация из термопары с пробоотборником, называемая СЕТ. Но также имеются такие, как Т + Кислород + пробоотборник (СЕТ-ОХ) и Т + зонд углерода (ТЕСАРВ). Они рекомендуются для систем автоматического замера. Данные зонды также применяются для ручного использования. Позволяют рабочему получить наибольшую уверенность по отношению к замеру. Например, когда необходимо получить замер температуры, имеется всегда возможность проверить (т.е. с пористым шлаком), что показанная температура является температурой шлака, в то время как с помощью зонда СЕТ, если проба верная, значит и показанная температура – действительная температура стали.

Зонды для измерения углерода используются для экономии времени во время производства, быстро сообщая в течении 4 секунд значение углерода в стали, в то время как для получения пробы и последующего его анализа необходимо от 4 до 8 минут. SIDERMES предлагает 2 типа зондов, INCARB (только углерод) и ТЕСАРВ (углерод и температура стали). Оба типа используют термопары высокой точности для анализа кривой охлаждения и нахождения точки останова, которая указывает углерод. Зонды для измерения кислорода, углерода и термопары производства SIDERMES могут быть использованы на одном и том же универсальном измерительном жезле SIDERLANCE. Цифровой измерительный прибор SIDERTOP автоматически распознает, если надет на жезл зонд измерения кислорода, зонд для углерода или термопара.

Также к направлениям модернизации можно отнести следующее

1. Использование эркерных блоков диаметром 180 мм. (сокращение выпуска до 3 минут). В настоящее время в работе блоки диаметром на 150 мм. (выпуск 4 – 5 минут). Использование эркерных блоков большего диаметра позволит увеличить производительность и уменьшить длительность выпуска металла из печи.
2. Использование пластичных вставок на МНЛЗ для снижения содержания азота.
3. Использование карбида кремния вместо ферросилиция, что позволяет снизить себестоимость готового продукта.[9]

3.3.3 Вакууматор

"Узким местом" в производственном комплексе ДСП — печь – ковш — МНЛЗ может стать работа установки "печь–ковш".

В мировой практике получает всё большее распространение процесс, названный процессом ковш-печь. Процесс включает в себя перемешивание путём продувки металла аргоном в ковше, дуговой подогрев и обработку металла синтетическим шлаком в процессе его перемешивания аргоном.

АКП можно заменить поточным вакуумированием.

										Лист
										88
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР					

Вакуумирование стали — обработка жидкой стали вакуумом с целью улучшения её качества за счет уменьшения в ней содержания газов (водород, кислород) и неметаллических включений.

Вакууматор — технологическая установка для вакуумирования стали. Состоит из вакуумной камеры, вакуумного насоса. Также могут быть устройства для подачи материалов в вакуумируемый металл, для вдувания нейтральных газов, кислорода.

Вакуумирование в струе — вакуумирование жидкого металла при переливе его из ковша в другой ковш или в изложницу в вакуумной камере. Вакуум в ней создают до начала перелива металла. При выходе в разреженное пространство струя металла разделяется на капли, что увеличивает поверхность, способствуя повышению скорости и степени дегазации как раскрытой струи, так и слоя жидкого металла на дне приемного сосуда. На рисунке 3 изображена схема установки поточного вакуумирования. В этой схеме днище сталеразливного ковша герметично примыкает к вакуум-камере, и металл истекает в разреженное пространство. Обработанный в вакууме металл поступает в промежуточный ковш, а затем в кристаллизатор МНЛЗ. Применение поточного вакуумирования весьма перспективно, поскольку процессы вакуумирования и разливки совмещаются, приближая сталеплавильный передел к единому непрерывному процессу.[9]

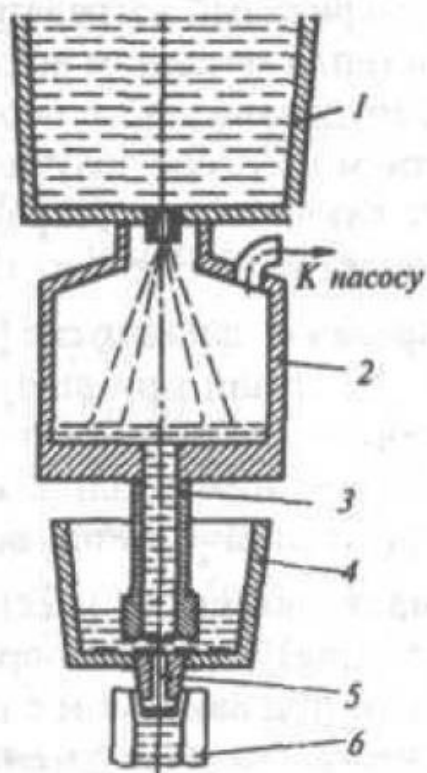


Рисунок 3 – Схема установки поточного вакуумирования

Схема установки поточного вакуумирования: 1 — сталеразливочный ковш; 2 — вакуум-камера; 3 - металлпровод; 4 — промежуточный ковш; 5 - сталеразливочный стакан; 6 — кристаллизатор МНЛЗ

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР

Лист

89

4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

Сталь для энергетического машиностроения 20X13 производят не только в России, но и зарубежом. Зарубежные аналоги приведены в таблице.

Таблица 35 – Зарубежные аналоги стали 20X13

Германия	США	Япония	Китай	Польша	Чехия
1.4021	420	SUS420J1	2Cr13	2H13	17022

Из таблицы видно, сталь 20X13 производят в Германии, США, Японии, Китае, Польше, Чехии.

Мировое производство необработанной стали в 2019 году достигло 1 миллиарда 869,9 миллионов тонн, что на 3,4 % больше, чем в 2018 году. Как сообщает Всемирная ассоциация стали, производство сплава сократилось во всех регионах мира, за исключением Азии и Ближнего Востока.

Страны Азии выплавляли 1 миллиард 341,6 миллиона тонн стали в 2019 году, увеличив объемы на 5,7 % по сравнению с 2018 годом. Производство стали в Китае в 2019 году достигло 996,3 миллиона тонн, что на 8,3 % больше по сравнению с 2018 годом. Доля Китая в мировом производстве стали увеличилась с 50,9 % в 2018 году до 53,3 % в 2019 году.

Страны ЕС произвели 159,4 миллиона тонн необработанной стали в 2019 году, что на 4,9 % меньше, чем в 2018 году.

Производство стали в Северной Америке в 2019 году составило 120,0 миллионов тонн, что на 0,8 % ниже, чем в 2018 году. США произвели 87,9 миллиона тонн стали, что на 1,5 % больше, чем в 2018 году.

В СНГ выплавляли 100,4 миллиона тонн стали, продемонстрировав незначительное снижение объемов производства на 0,5 %. Россия произвела 71,6 миллиона тонн стали в 2019 году, что на 0,7 % меньше к 2018 году.

В 2019 году на Ближнем Востоке было произведено 45,3 млн тонн стали, что на 19,2 % больше, чем в 2018 году.

В Польше проводилась реорганизация черной металлургии в соответствии с совместной программой правительства страны и Еврокомиссии. При этом основные инвестиции были направлены на модернизацию и внедрение современного оборудования для выплавки и разлива стали, ввод в эксплуатацию новых прокатных станов для производства листа и катанки, создание новых сервисных центров и реализацию проектов по защите окружающей среды. Принятые в Польше меры, такие как приватизация компаний, расширение производственных мощностей, внедрение новых технологий, совершенствование организации труда и увеличение его производительности позволили повысить конкурентоспособность польской продукции на мировом рынке.

Эти заводы имеют в своей структуре технологический модуль, состоящий из мощной дуговой сталеплавильной печи с массой плавки 100 тонн и более (цикл плавки 55 – 70 минут) или кислородного конвертера, агрегат «ковш–печь» для доводки стали, (иногда и вакууматор), многоручьевую (4 – 6 ручьев)

										Лист
										90
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР					

высокоскоростную сортовую МНЛЗ, а также группой проволочных и сортопрокатных станах. Широкие возможности по ассортименту – от арматуры, сварных матов для армирования железобетона до труб и листа.

Металлургический комбинат «ИСД Хута Ченстохова» — крупнейшее и наиболее модернизированное предприятие Польши по производству толстого листа. Стратегической целью предприятия является сохранение лидерских позиций в производстве сталей специального назначения и листового проката. Производственная мощность: более миллиона тонн листового проката в год и 100 тысяч тонн металлоконструкций и префабрикатов. Завод производит более 65 % всех выпускаемых в Польше стальных листов. Кроме того, «ИСД Хута Ченстохова» является признанным производителем в своей области в странах Европы (4 – 5 % производства).

«Хута Ченстохова» производит сталь уже более 100 лет. С приходом «ИСД» в 2005 году комбинат упрочил свою репутацию надежного, ответственного и бережного производителя стали. Международные продажи осуществляются через крупную металлотрейдерскую сеть «Дуферко».

Продукция завода используется в кораблестроении, возведении металлоконструкций, горнодобывающем секторе, энергетическом секторе, строительстве.

Ведущую роль в координации НИОКР в металлургической промышленности играет основанная в дек. 2005 г. Polska Platforma Technologiczna Stal (PPTS), членами которой являются металлургические заводы, научные организации и другие объединения, действующие в интересах развития польской металлургии (всего 41 организация). Руководство PPTS планирует сформировать Наблюдательный комитет в количестве 12 чел. и поручить НИИ черной металлургии Польши (г. Гливице) функции отраслевого координатора.[4]

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		91

5 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ. ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ.

5.1 Охрана труда и техника безопасности

5.1.1 Безопасность при работе на механизмах

Перед запуском механизма в работу необходимо подать предупреждающий сигнал. После сигнала перед пуском механизма необходимо сделать некоторую выдержку и убедиться в уходе людей в безопасное место. Уходя с рабочего места, отключить механизм. Не оставлять без надзора работающий механизм хотя бы на короткое время во избежание аварии и несчастных случаев. Проверить исправность защитных ограждений, блокировок, освещенность рабочего места.

Ремонт, чистку и смазку механизмов производить только после их остановки и отключения.

Своевременно крепить и ремонтировать ограждения. Твердо помнить, что защитное приспособление или ограждение на механизмах является одной из важнейших и обязательных ее частей и сохраняет жизнь рабочего.[7]

5.2 Охрана труда при работе на агрегатах

Все открытые движущие части оборудования и передаточные механизмы, расположенные на высоте до 2,5 м от уровня пола или доступные для случайного прикосновения с рабочих площадок, а также контргрузы, не размещенные внутри оборудования, должны иметь сплошные или сетчатые ограждения с размером ячеек 20·20 мм.

Зубчатые и цепные передачи независимо от высоты их расположения и скорости вращения должны иметь сплошное ограждение.

Площадки, расположенные на высоте 0,6 м и более от уровня пола, переходные мостики, лестницы, открытые приямки, люки, колодцы, проемы в перекрытиях и дренажные канавы должны иметь перильное ограждение высотой не менее 1,0 м со сплошной обшивкой по низу на высоту 0,14 м.

Для обслуживания запорной и прочей арматуры, а также механизмов, расположенных на высоте 2 м и более от уровня пола должны быть устроены стационарные площадки и лестницы к ним.

Работать разрешается только на механизмах, обслуживание которых входит в круг обязанностей. Допускать к работе посторонних лиц запрещается.

Перед началом работы необходимо проверить исправность оборудования ограждений, защитных средств и приспособлений.

Нельзя отвлекать внимание работающих на механизмах и мешать им работать.

Ремонт, чистка, смазка, осмотр механизма производится при полной его остановке с разобранной схемой электропитания.

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		92

Рабочие, обслуживающие электрифицированное оборудование, должны иметь квалификационную группу по электробезопасности в соответствии с требованиями ПТЭ и ПТБ при эксплуатации электроустановок потребителей. [7]

5.3 Мероприятия и средства по созданию безопасных и безвредных условий труда

К нормируемым параметрам микроклимата относятся:

- температура воздуха;
- влажность воздуха;
- скорость движения воздуха.

Таблица 37 – «Нормируемые параметры микроклимата в производственном помещении»

Параметр микроклимата	Класс вредности
Температура воздуха	3.1
Скорость движения воздуха	2
Влажность воздуха	2
ТНС - индекс	3.2
Тепловое излучение	3.3
Экспозиционная доза	3.1
Средневзвешенная величина степени вредности	3.2

Выполнение этих норм осуществляется путем проведения следующих мероприятий:

- в теплое время за счет вентиляции,
- в холодное время за счет вентиляции, отопления;
- защитой от вредных параметров являются средства индивидуальной защиты: комбинезоны, очки, спец. обувь.

Вредные вещества – это вещества, которые при контакте с организмом человека в случае нарушения требований безопасности может вызвать производственные травмы, профессиональные заболевания или отклонения в состоянии здоровья, обнаруживаемые современными методами как в процессе работы, так и отдаленные сроки жизни и последующего поколения.

Источником вредных веществ является производственное оборудование. Нормативные значения уровня вредных веществ для рабочего места по ГОСТ 12.1.005 – 88 приведены в таблице 38.[7]

Таблица 38 – Результаты определения концентрации вредных веществ

Наименование определяемого вещества	Методические указания по определению концентрации вредных веществ	ПДК, ПДУ, мг/м ³ (класс опасности, особенности воздействия)	Фактический уровень производственного фактора, мг/м ³	Превышение	Класс условий труда
Углерода оксид	Руководство по эксплуатации газоанализатора КОЛИОН-1В-02	20 (О)	2	–	2
Азота диоксид	Руководство по эксплуатации газоанализатора СЕАН	2 (3,О,Р)	0,2	–	2
Аэрозоли фиброгенного действия: Кремний диоксид кристаллический при содержании в пыли от 2–10%	МУ4436–87 МУ5886–91	–/4* (3,Ф)	–/4,42	1,1	3.1

О – вещество с остронаправленным механизмом действия;

К – канцерогены;

Ф – аэрозоли преимущественно фиброгенного действия,

Р – вещество раздражающего действия;

А – вещества способные вызывать аллергические заболевания;

* – ПДК для общей массы аэрозоля.

ПДК вредных веществ превышают установленные нормы, следовательно, необходимо создать мероприятия для полного или частичного предотвращения их:

- применение средств защиты;
- применение общеобменной вентиляции;
- применение механизированного и дистанционного управления производственными процессами;
- применение автоматизированной системы.

Шум – сочетание звуков разной интенсивности, оказывающий неблагоприятное воздействие на организм человека и, в первую очередь на нервную систему. Источником шума является производственное оборудование. Нормативные значения уровня шума для постоянных рабочих мест по ГОСТ 12.1.003–83 ССБТ приводятся в таблице 39.[7]

Таблица 39 – Уровень шума для постоянных рабочих мест по ГОСТ 12.1.003–83 ССБТ

Характер шума	Эквивалентный уровень звука, дБА	Допустимый уровень звука, дБА	Превышение ПДУ	Класс условий труда
Широкополосный прерывистый	85	80	5	3.1

Уровень шума, генерируемый оборудованием, превышает установленных норм, следовательно, необходимо создать мероприятия для полного или частичного предотвращения его:

- индивидуальные методы защиты (вкладыши, наушники).
- замена ударных механизмов на безударные;
- замена возвратно – поступательных движений на постоянное вращение;
- для уменьшения шума применяют звукоизолирующие кожухи. Кожухи внутри облицованы звукопоглощающим материалом, иногда снабжаются вентиляторами, чтобы не перегревался механизм. Кожух жёстко крепится с механизмом, чтобы не создавать дополнительного источника шума.

Электробезопасность – система организационных мероприятий и технических средств, обеспечивающих защиту людей от опасного и вредного действия электрического тока.

Электрический ток, проходя через организм человека, оказывает электролитическое, термическое и биологическое действие, вызывая местные и общие травмы. Характер действия электрического тока на организм человека в зависимости от его величины приведен ниже в таблице 40.[7]

Таблица 40 – «Действие электрического тока на организм человека»

Действующий ток	Величина тока, А		Характер действия
	Переменный, 50 Гц	Постоянный	
Пороговый осязаемый	0,6–1,5	6–7	Вызывает ощущение раздражения
Пороговый неосязаемый	10–15	50–70	Вызывает сильные судороги мышц рук, которые человек не в состоянии преодолеть
Пороговый фибрилляционный	100	300	Непосредственное влияние на мышцу сердца, при протекании тока более чем 5 секунд может произойти остановка сердца

Мероприятия по электробезопасности:

- отключение всей или части электроустановки от источника питания электроэнергией;
- механическое заклипирование приводов отключенных коммутационных

аппаратов, снятие предохранителей, отсоединение концов питающих линий и другие мероприятия, обеспечивающие невозможность ошибочной подачи напряжения к месту работы;

- установка знаков безопасности (смысловые значения, изображение и места установки знаков безопасности даны в ГОСТ 12.4.026) и ограждений, остающихся под напряжением токоведущих частей, к которым в процессе работы можно прикоснуться или приблизиться на недопустимое расстояние;
- наложение заземлений и ограждение.

5.4 Мероприятия по пожарной безопасности

Пожар – это неконтролируемое горение вне специального очага, наносящее материальный ущерб. Горение – это химическая реакция окисления, сопровождающаяся выделением тепла. Для возникновения горения необходимы:

- горючее вещество;
- окислитель;
- источник загорания.

Загорание – горение, не причинившее материальный ущерб.

Опасными факторами пожара являются:

- повышенная температура воздуха и предметов;
- открытый огонь и искры;
- токсичные продукты горения;
- дым;
- взрывы.
- повреждения и разрушения зданий и сооружения.

Пожары на участке возможны по следующим причинам:

- недостатки в эксплуатации технологического оборудования, системы электроснабжения, освещения, вентиляции, отопления главным образом из-за нарушения графиков их обслуживания и ремонта, это может привести к перегрузке оборудования и короткому замыканию в сетях электроэнергии;
- возможные нарушения требований пожарной безопасности на участке, связанные с курением в не установленных местах, проведением сварочных и других работ без предварительной подготовки, неудовлетворительное состояние промасленной ветоши, несвоевременной уборкой пролитого масла.

На участке располагаются следующие первичные средства пожаротушения:

- огнетушитель углекислотный ОУ-5 (4 шт.), применяется для тушения электроустановок;
- огнетушитель водно-пенный ОВП-5 (4 шт.), применяемый для тушения горячей масляной ветоши и других очагов горения, не находящихся под напряжением;

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		96

- ящик с песком;
- кусок асбестового полотна 2 × 2 м;
- ломы (2 шт.);
- багры (2 шт.);
- топоры (2 шт.).

Огнетушители, ящик с песком и пожарный стенд располагаются у ряда колонн около проезда участка.

Мероприятия, предупреждающие пожар на участке

Пожарная профилактика – комплекс организационно – технических мероприятий, направленных на предупреждение пожаров уменьшение его размеров. Пожарная профилактика осуществляется по следующим направлениям:

- 1) устранение непосредственных или возможных причин пожаров в процессе эксплуатации зданий, технологического оборудования, систем отопления, вентиляции, освещения, электроснабжения;
- 2) ограничения возможного распространения пожара и взрыва;
- 3) обеспечение эвакуации людей и оборудования из горящего здания;
- 4) обеспечение быстрого развертывания действий по пожаротушению;
- 5) разработка наглядных пособий по пожарной безопасности;
- 6) разработка инструкций по пожарной безопасности.

5.5 Охрана окружающей среды

Охрана атмосферного воздуха. В процессе производства стали на агрегате печь-ковш и установке химического нагрева выделяются, и после газоочистки выбрасываются в атмосферу следующие виды загрязняющих веществ (таблица 41)

Таблица 41 – Виды загрязняющих веществ

№	Наименование загрязняющих веществ	Код вещества	Класс опасности	ПДК С/С	Масса выброса, т	Примечание
1	Алюминия оксид	101	2	0,010	0,144	Выбросы квалифицируются как предельно допустимые
2	Железа оксид	123	3	0,040	0,23	
3	Кальция оксид	128	-	0,300	0,529	
4	Магния оксид	138	3	0,050	0,059	
5	Марганец оксид	143	2	0,001	0,086	
6	Взвешенные вещества	2902	3	0,150	0,596	
7	Азота двуокись	301	2	0,040	2,364	
8	Фториды газообразные	342	2	0,005	0,013	
	Итого:				4,020	

						22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			97

Контроль по охране атмосферного воздуха ведется по двум направлениям:

- контроль над соблюдением нормативов ПДВ загрязняющих веществ на стационарном источнике. Периодичность контроля – 1 раз в год;
- контроль осуществляется экологической лабораторией завода.

Дополнительных мероприятий на периоды неблагоприятных метеорологических условий не предусмотрено.

Отходы участка АКП. Образующиеся, при внепечной обработке стали, шлаки разливаются в шлаковые чаши $V=11...16 \text{ м}^3$ и вывозятся ж/д транспортом на пути «отстоя». Охлажденные шлаки вывозятся на шлаковый отвал.

Железосодержащие пыли, образующиеся в системах газоочистки АКП, окомковываются и в саморазгружающихся контейнерах доставляются автотранспортом на переработку, где используются в качестве добавки в шихту.

Отходы графитированных электродов образуются при замене отработанных (бракованных) электродов. Бой электродов используется в производстве, в качестве раскислителей.

Контроль над формированием отходов и деятельностью по обращению с ними осуществляется мартеновским цехом и специалистами службы экологической лаборатории.

Охрана поверхностных и подземных вод от загрязнения. Основным мероприятием, направленным на охрану поверхностных и подземных вод от загрязнения, является организация бессточной оборотной системы водоснабжения и водоотведения (условно-чистый оборотный цикл).

Для нужд электросталеплавильного комплекса ориентировочно предусматриваются следующие объемы водопотребления:

1. хозяйственно-питьевое водоснабжение – $60 \text{ м}^3/\text{сут}$,
2. противопожарные нужды – 40 л/с ,
3. свежая техническая вода для подпитки оборотных циклов – $114 - 159 \text{ м}^3/\text{ч}$ (в зависимости от варианта);
4. умягченная вода для подпитки – $2 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Источниками загрязнения подземных и поверхностных вод могут являться:

1. бытовые сточные воды – в количестве $60 \text{ м}^3/\text{сут}$;
2. дождевые сточные воды – в количестве 200 л/с .

Для очистки бытовых и дождевых сточных вод предполагается использовать существующие на предприятии системы очистки воды, при необходимости с их реконструкцией.

Обеспечение подачи воды на хозяйственно-питьевое водоснабжение и противопожарные нужды намечается осуществлять от соответствующих существующих сетей предприятия, а сброс бытовых и дождевых стоков – в соответствующие существующие канализационные сети.[7]

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		98

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В дипломном проекте приведён химический состав и рассмотрены особенности стали 20Х13. Проведён анализ технологии выплавки стали. Разработана технология выплавки данной марки стали по схеме ДСП «Consteel» → сталеразливочный ковш → ковш – печь → МНЛЗ. Произведён расчёт материального и энергетического баланса плавки.

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

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

К основным преимуществам электроплавки следует отнести:

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

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

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

										Лист
										99
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР					

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Рябов, А.В. Расчёт процесса электроплавки: Учебное пособие /А.В. Рябов, И.В. Чуманов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. – 175 с.
- 2 Чуманов, И.В. Внепечная обработка стали: Учебное пособие /И.В. Чуманов, А.В.Рябов –Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2002. - 43 с.
- 3 Очагова, И.Г. Новости чёрной металлургии за рубежом /И.Г. Очагова, С.З.Афонин – выпуск №6 (48) 2005. - 116 с.
- 4 Дюдкин, Д.А. Производство стали на агрегате ковш – печь / С.Ю.Бать, С.Е.Гринберг, С.Н. Маринцев – Донецк: «ООО “Юго – Восток, Лтд”»,2003. - 300с.
- 5 Кудрин, В.А. Внепечная обработка чугуна и стали – М.: Металлургия, 2001. – 336 с.
- 6 Методическое пособие по разливке стали на МНЛЗ. ОАО «АМЗ»., 2005. – 72 с.
- 7 Зиньковский, М.М. Безопасность производственных процессов в черной металлургии – М.: Металлургия, 2002. – 480 с.
- 8 Сорокин, В.Г. Марочник сталей и сплавов / А.В. Волоснякова, С.А. Вяткин и др.; Под общ. ред. В.Г. Сорокина. – М.: Машиностроение, 1999. – 640с.
- 9 Рябов, А.В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах: Учебное пособие / И.В. Чуманов, М.В. Шишимиров. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2007. – 188 с.

					22.03.02.2020.978.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		100