

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное автономное образовательное
учреждение высшего образования
«Южно-Уральский государственный университет (НИУ)»
Базовая кафедра металлургического производства

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой, к.т.н.
_____ В.А. Пашнев
«___» _____ 2017 г.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ВЫПЛАВКИ, ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ И
РАЗЛИВКИ СТАЛИ 16ГС

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ – 22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Консультант
Безопасность жизнедеятельности
к.т.н., доцент
_____ А.В. Рябов
«___» _____ 2017 г.

Руководитель работы,
(к.т.н., доцент)
_____ А.В. Рябов
«___» _____ 2017 г.

Автор работы
студент группы ДО – 489
_____ А.Н. Мязин
«___» _____ 2017 г.

Нормоконтролер
(ст. преподаватель)
_____ Н.С. Хардукаш
«___» _____ 2017 г.

АННОТАЦИЯ

Мязин А.Н. Разработка технологии выплавки, внепечной обработки и разливки стали 16ГС. – Челябинск: ЮУрГУ, 2017 г., 84 с., 19 ил., библиогр. список – 11 наим., 6 листов чертежей ф.А1

В выпускной квалификационной работе рассмотрен способ получения полупродукта в ДСП с целью получения, после внепечной обработки на АКП марки стали 16ГС в условиях электросталеплавильного цеха №2 на ПАО «Ашинский метзавод». В данной работе описаны: назначение сплава, технология выплавки, оборудование и сырье для производства заданной марки, используемые огнеупорные материалы. Рассмотрены возможные дефекты при разливке данной марки стали.

Технологическая часть работы включает в себя разработку технологии выплавки стали марки 16ГС в условиях электросталеплавильного цеха № 2 ПАО «Ашинский метзавод».

В работе предусмотрены мероприятия по охране труда и технике безопасности.

					<i>22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР</i>					
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум</i>	<i>Подпис</i>	<i>Дата</i>	Разработка технологии выплавки, внепечной обработки и разливки стали 16ГС					
<i>Разраб</i>	<i>Мязин А.Н.</i>							<i>Лит</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Провер.</i>	<i>Рябов А.В.</i>							6	84	
<i>Н. Контр.</i>	<i>Харлукаш Н.С.</i>							ФГАОУ ВО ЮУрГУ		
<i>Утверд.</i>	<i>Пашинев В.А.</i>									

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	8
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	10
1.1 Назначение выплавляемой стали.....	10
1.2 Описание стали.....	10
1.3 Технология выплавки сплава 16ГС и работа оборудования.....	11
1.3.1 Выбор оборудования для выплавки.....	13
1.3.2 Выбор шихты для выплавки стали марки 16ГС.....	16
1.3.3 Выбор огнеупорных материалов	16
1.3.4 Технологическая карта (схема) выплавки с указанием режимов работы оборудования.....	17
1.3.5 Контроль качества продукции.....	22
2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ.....	24
2.1 Назначить и рассчитать технологические параметры выплавки.....	24
2.2 Энергоемкость оборудования.....	24
2.3 Материальный баланс плавки.....	25
2.3.1 Расчет шихты.....	25
2.3.2 Выплавка стали в сталеплавильной печи, период плавления.....	26
2.3.3 Шлакообразование.....	31
2.3.4 Окислительная дефосфорация.....	38
2.3.5 Окислительный период	45
2.3.6 Обработка стали в печи ковше.....	56
2.3.7 Раскисление шлака. Предварительное легирование.....	58
2.3.8 Шлакообразование.....	65
2.3.9 Десульфурация стали шлаком.....	67
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВ - ВА.....	73
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВ-ВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ....	75
5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВ. МОДЕРНИИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА.....	77
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ.....	79
6.1 Общие требования охраны труда.....	79
6.2 Анализ опасных производственных факторов.....	79
6.3 Анализ вредных производственных факторов.....	80
6.4 Вибрация в производственном помещении, её влияние на деятельность человека.....	81
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	83
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	84

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 войдут агрегат «ковш-печь» и слябовая МНЛЗ, с последующем строительством электросталеплавильного цеха. В здании нового электросталеплавильного комплекса (ЭСПК) установлена дуговая сталеплавильная печь (ДСП-120 + «CONSTEEL») с конвейерной загрузкой металлошихты.

										Лист
										8
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 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 разливки стали на машине непрерывного литья заготовки также позволяет повысить качество и снизить себестоимость производимой заготовки.

Цель дипломной работы разработка технологии получения непрерывнолитого сляба и изучение марки стали 16ГС в условиях ЭСПЦ-2 ПАО «АМЗ»

В связи с этим были определены задачи исследования:

- изучить и описать выбранной для производства марки стали 16ГС.
- изучить существующие технологии производства стали на ПАО «Ашинский метзавод».
- рассчитать материальный баланс выбранного электросталеплавильного агрегата.
- ознакомиться с возможными дефектами конечного продукта производства
- рассмотреть зарубежный опыт производства.
- предложить возможные направления модернизации производства

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
						9
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Назначение выплавляемого сплава

Сталь 16ГС – сталь конструкционная легированная для сварных конструкций. Заменителем является: 17ГС, 15ГС, 20Г2С, 20ГС, 18Г2С

Применение: детали и части паровых котлов и сосудов, работающих под давлением. Корпуса аппаратов, днища, фланцы и др. детали, работающие при температурах от -40 до +475 град. под давлением.

Вид поставки марки стали 16ГС:

- лист толстый ГОСТ 19282-73, ГОСТ 5520-79, ГОСТ 19903-74.
- лист тонкий ГОСТ 17066-80, ГОСТ 19903-74, ГОСТ 19904-74.
- полоса ГОСТ 82-70

1.2 Описание сплава

Химический состав марки стали 16ГС (ГОСТ 19281-89), % приведен в таблице 1

Таблица 1– Химический состав марки стали 16ГС (ГОСТ 19281-89), % (в процентах)

Кремний (Si)	0,4-0,7
Марганец (Mn)	0,9-1,2
Медь (Cu), не более	0,30
Никель (Ni), не более	0,30
Сера (S), не более	0,04
Углерод (C)	0,12-0,18
Фосфор (P), не более	0,035
Хром (Cr), не более	0,3
Азот(N), не более	0,008
Мышьяк(As), не более	0,08

Механические свойства стали марки Сталь 16ГС представлены в таблице 2

Таблица 2 – Механические свойства стали марки 16ГС

Режим термообработки	Сечение, мм	$\sigma_{0,2}$ (МПа)	σ_B (МПа)	δ_5 (%)
Листы и полосы (образцы поперечные)	До 5	325	490	21
	От 5 до 10	325	490	
	От 10 до 20 вкл.	315	480	
	Св. 20 до 32 вкл.	295	470	
	Св. 32 до 60 вкл.	285	460	
Св. 60 до 100 вкл.	275	450		
Листы горячекатаные	2-3,9	-	400	17

Таблица 3 – Технологические свойства стали марки Сталь 16ГС

Свариваемость	без ограничений
Флокеночувствительность	не чувствительна
Склонность к отпускной хрупкости	не склонна

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

Технология производства стали на ПАО «Ашинский метзавод» включает следующие этапы:

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

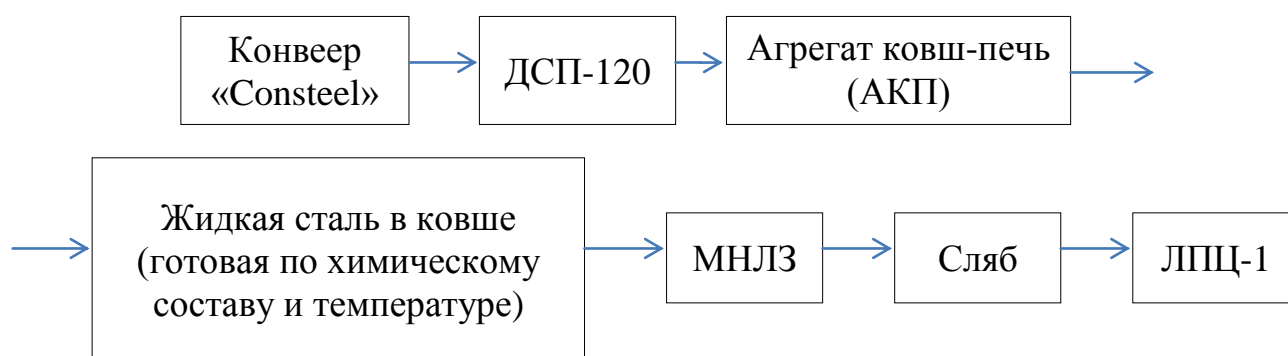


Рисунок 1 – Технологическая схема

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.

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.

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 стелевозе.

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.

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.

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.

										Лист
										13
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					

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. [9]

Таблица 4 – 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°
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

Загрузочный конвейер ДСП «CONSTEEL».

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

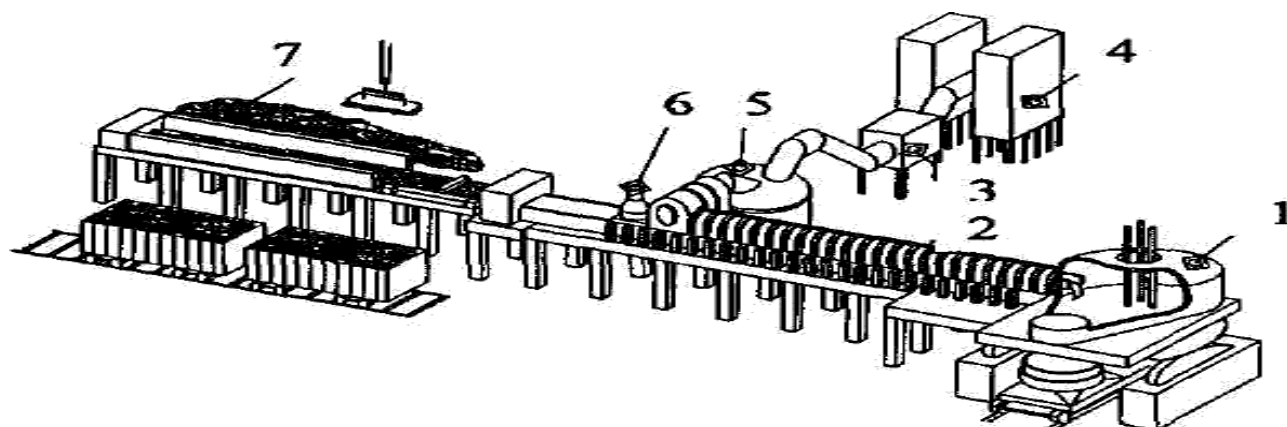


Рисунок 2 – Установка подогрева и непрерывной загрузки в электродуговую печь по технологии «Consteel»:

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 СО и СО₂. В конвейерный туннель (туннельный нагреватель) подают воздух для дожигания СО в печных газах. Предварительный нагрев скрапа во многом определяется процессом дожигания СО в ДСП и туннельном нагревателе.

По пути к печи скрап проходит зону подогрева, где нагревается отходящими печными газами, подаваемыми в направлении, обратном движению скрапа (по принципу противотока).

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.

Таблица 5 – 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 свежесожженную с размером кусков 20 – 80 мм. Транспортировка извести в электросталеплавильные цехи должна производиться в плотно закрытых контейнерах, исключающих попадание влаги.

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

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 тяжёлых тепловых и механических условиях.

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 :

									Лист
									16
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				

- 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.

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 выплавливать не менее двух плавов стали менее ответственного назначения на углеродистых отходах с окислением.

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

Измерение температуры жидкого металла следует производить в соответствии с установленными нормами.

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

Рекомендуется сталь выплавливать в суженных пределах заданного химического состава.

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».

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.

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

						22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			17

Температура ванны в основном регулируется путем корректировки скорости загрузки лома.

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.

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 °С – 1600 °С).

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.

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[4].

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

Металл сливают в ковш и затем подвергают обработке на АКП.

Таким образом, технологическая схема выплавки стали 16ГС в условиях ПАО «Ашинский метзавод» будет выглядеть так: ДСП «Consteel» → сталеразливочный ковш → ковш – печь → машина непрерывного литья заготовок (МНЛЗ).

Обработка стали в ковше – печи[5].

Основные технические данные АКП представлены в таблице 6

Таблица 6 – Основные технические данные агрегата ковш – печь

Наименование параметра	Величина	Примечание
Емкость ковша, т	117	120 макс.
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	
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	

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

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Лист

19

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»".

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 сталеvoz АКП. Установка ковша с металлом на стенд наклона МСШ и установка ковша на сталеvoz под обработку на АКП осуществляется с помощью крана.

Перед пуском АКП сталевар производит стыковку аргонопровода с ковшом для донной продувки, устанавливает сталеvoz с ковшом в положение «под 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 0,5м).

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 сталеvoза №2 и устанавливается на сталеvoz №1 с помощью крана.

Применение непрерывной разливки стали[6].

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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		20

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	180x900 – 1600 мм 240x900 – 1600 мм длина слябов 4,5÷6,8 м
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 стальной ковша, системой взвешивания стальной ковша 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 стальной ковша и поворотный стенд МНЛЗ представлены на рисунке 3.[6]

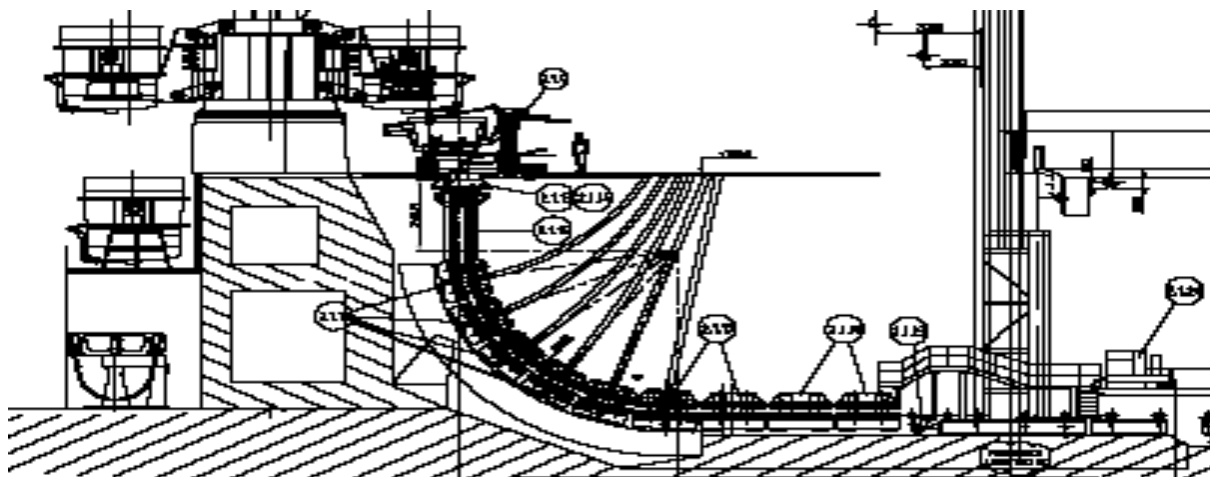


Рисунок 3 – Устройство для приема стальной ковша и поворотный стенд

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 шлака. Резка непрерывной 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 стенов и могут выполняться на любом свободном участке рабочей площадки. Операция сушки и разогрева промежуточного ковша производится на специальном стенде. Таких стенов установлено два, что обеспечивает требуемую производительность и сокращение затрат при непрерывной разливке.

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.

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
											22
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР						

При ручном способе:

- замер температуры металла выполнять разовыми термopарами марки «Superterp» тип B длина 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 термopарами 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 замере 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.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	<i>Лист</i>
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		23

1 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

2.1 Технологические параметры выплавки

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.[3]

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

Таблица 10 – 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 стальковшей	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.

2.2 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:

$$\omega=425 \cdot 10^3 \cdot 700000=297,5 \cdot 10^9 \text{ Вт.}$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		24

2.3 Расчет материального баланса выплавки стали 16ГС 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[1].

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. Особенно это стало актуальным в настоящее время, когда в ДСП выплавляют низколегированные стали и мало заказов на сложнолегированный сортамент.

На основании выше изложенного даем в завалку отходы групп А – 3, А – 2, кокс. Следовательно, шихта для выплавки заданной марки стали может быть составлена из материалов, химический состав представлен в таблице 10. Состав шихты представлен в таблице 11.

Кроме основной металлической шихты в дуговую печь загружают известь в количестве 24 кг/т и агломерат. В современной дуговой сталеплавильной печи со сверхмощными трансформаторами твердые окислители не используют. В данном расчете делается допущение и используется агломерат для проведения окислительного периода, так как в настоящее время существуют ДСП небольшой вместимости старой конструкции.

Таблица 10 – 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
А – 3	0,30	0,30	0,5	0,03	0,03	0,2	0,15	0,03	0,05	0,08	0,05	0,02	0,2	98,06
А – 2	0,2	0,2	0,3	0,03	0,03	0,2	0,15	0,03	0,08	0,05	0,02	0,2	0,04	98,47
Кокс	88	0	0	0,02	0,06	0	0	0	0	0	0	0	0	0

Таблица 11 – Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов							
		C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	
А – 3	68250	204,75	204,75	341,25	20,475	20,475	136,5	102,375	
А - 2	36500	73	73	109,5	10,95	10,95	73	54,75	
Кокс	500	440	0	0	0,1	0,3	0	0	
Всего	105250	717,75	277,75	450,75	31,525	31,725	209,5	157,125	
Всего %	100	0,682	0,264	0,428	0,030	0,030	0,199	0,149	

Продолжение таблицы 11

Материал	Масса	Содержание элементов						
		Ti	Al	W	V	Cu	Mo	Fe
А - 3	68250	20,475	34,125	54,6	34,125	13,65	34,13	66925,95
А - 2	36500	10,95	29,2	18,25	7,3	73	7,3	35941,55
Кокс	500	0	0	0	0	0	0	0
Всего	105250	31,425	63,325	72,85	41,425	86,65	41,43	102867,5
Всего %	100	0,030	0,060	0,069	0,039	0,082	0,04	97,736

Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, представлен в таблице 12 и таблице 13.

Таблица 12 – 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	88,00	1,30	2,00	—	0,80	0,20	—	—	—	—	7,70
Магнезит	1,00	3,00	93,00	—	1,00	2,00	—	—	—	—	—
Руда	0,10	5,25	0,30	—	4,10	—	—	90,00	0,10	0,15	[O] – 27,70
Электрод	0,118	0,565	—	—	0,317	—	—	—	—	—	[C] – 97,00

Таблица 13 – 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
А97	—	0,01	—	—	—	—	—	—	—	—	—	99,98	0,01

2.3.2 Выплавка стали в дуговой сталеплавильной печи

Период плавления.

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 12 (таблица 14).

Таблица 14–Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавления, %

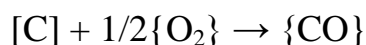
Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Al	Mo	Cu	V	Fe
Общий	20,0	100,0	70,0	ΔP	0	20,0	1,5	100,0	0	100,0	0	0	0	2,0
В шлак	0	100,0	80,0	100,0	0	80,0	0	100,0	0	100,0	0	0	0	20,0
В улёт	100,0	0	20,0	0	0	20,0	100,0	0	0	0	0	0	0	80,0

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 15.

Таблица 15 – Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C	717,75	143,55	574,2	0,562
Si	277,75	277,75	0	0,000
Mn	450,75	315,525	135,225	0,132
P	31,525	0	31,525	0,031
S	31,725	0	31,725	0,031
Cr	209,5	41,9	167,6	0,164
Ni	157,125	2,356875	154,768125	0,151
Ti	31,425	31,425	0	0,000
Al	63,325	63,325	0	0,000
W	72,85	0	72,85	0,071
V	41,425	0	41,425	0,041
Cu	86,65	0	86,65	0,085
Mo	41,43	0	41,43	0,041
Fe	102867,5	2057,35	100810,15	98,585
Всего	105190,4	2933,181875	102257,2181	100

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



Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле (1):

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

где m_i - масса окисляющегося элемента i , кг

$v_i, v_{i_x O_y}$ – стехиометрические коэффициенты элемента i и оксида $i_x O_y$;

$\mu_i, \mu_{i_x O_y}$ – молекулярные массы элемента i и оксида $i_x O_y$.

Расчет количества кислорода, кг, необходимого для окисления элементов, определяем по формуле

$$m_{O_2}(i) = m_{i_x O_y} - m_i, \text{ кг}, \quad (2)$$

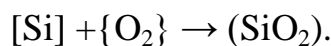
Углерод. Образуется CO:

$$m_{CO} = \frac{m_C}{v_C \cdot \mu_C} \cdot v_{CO} \cdot \mu_{CO} = \frac{143,55 \cdot 28}{12} = 334,950 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление углерода

$$m_{O_2}(C) = m_{CO} - m_C = 334,950 - 143,55 = 191,4 \text{ кг}$$

Кремний. Окисление кремния происходит по реакции



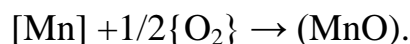
Образуется кремнезема:

$$m_{SiO_2} = \frac{m_{Si}}{v_{Si} \cdot \mu_{Si}} \cdot v_{SiO_2} \cdot \mu_{SiO_2} = \frac{277,75 \cdot 60}{28} = 595,179 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление кремния:

$$m_{O_2}(Si) = m_{SiO_2} - m_{Si} = 595,179 - 277,75 = 317,429 \text{ кг}$$

Марганец. Окисление марганца происходит по реакции:



Образуется (MnO):

$$m_{MnO} = \frac{m_{Mn}}{v_{Mn} \cdot \mu_{Mn}} \cdot v_{MnO} \cdot \mu_{MnO} = \frac{315,525 \cdot 71}{55} = 407,314 \text{ кг}$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		28

Из этого количества 20% теряется с газами, а 80% переходит в шлак.

С газами теряется $\frac{407,314 \cdot 20}{100} = 81,463 \text{ кг MnO}$, из них $\frac{315,525 \cdot 20}{100} = 63,105 \text{ кг Mn}$.

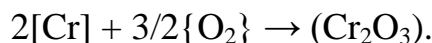
В шлак переходит $\frac{407,314 \cdot 80}{100} = 325,851 \text{ кг MnO}$, из них $\frac{315,525 \cdot 80}{100} = 252,42 \text{ кг Mn}$.

Потребуется кислорода на окисление марганца

$$m_{O_2} (Mn) = m_{MnO} - m_{Mn} = 407,314 - 315,525 = 91,789 \text{ кг}$$

Сера. Принимаем, что в период плавления сера из шихты не удалется.

Хром. Окисление хрома происходит по реакции



Образуется (Cr_2O_3):

$$m_{Cr_2O_3} = \frac{m_{Cr}}{v_{Cr} \cdot \mu_{Cr}} \cdot v_{Cr_2O_3} \cdot \mu_{Cr_2O_3} = \frac{41,9 \cdot 152}{104} = 61,238 \text{ кг}$$

Из этого количества 20% уносится с печными газами, а 80% переходит в шлак.

С газами теряется $\frac{61,238 \cdot 20}{100} = 12,248 \text{ кг } Cr_2O_3$, из них $\frac{41,9 \cdot 20}{100} = 8,38 \text{ кг Cr}$.

В шлак переходит $\frac{61,238 \cdot 80}{100} = 48,991 \text{ кг } Cr_2O_3$, из них $\frac{41,9 \cdot 80}{100} = 33,520 \text{ кг Cr}$.

Потребуется кислорода на окисление хрома

$$m_{O_2} (Cr) = m_{Cr_2O_3} - m_{Cr} = 61,238 - 41,9 = 19,338 \text{ кг}$$

Никель. Считаем, что во время плавления в зоне электрических дуг испаряется 1,5 % никеля, имевшегося в шихте. Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 2,357 кг.

Титан. Оксид титана полностью переходит в шлак.

Образуется TiO_2

$$m_{TiO_2} = \frac{m_{Ti}}{v_{Ti} \cdot \mu_{Ti}} \cdot v_{TiO_2} \cdot \mu_{TiO_2} = \frac{31,425 \cdot 80}{48} = 52,375 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление титана

$$m_{O_2} (Ti) = m_{TiO_2} - m_{Ti} = 52,375 - 31,425 = 20,950 \text{ кг}$$

									Лист
									29
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ				

Вольфрам. Принимаем, что в период плавления вольфрам из шихты не удаляется.

Алюминий. Образуется глинозема:

$$m_{Al_2O_3} = \frac{m_{Al}}{v_{Al} \cdot \mu_{Al}} \cdot v_{Al_2O_3} \cdot \mu_{Al_2O_3} = \frac{63,325 \cdot 102}{54} = 119,614 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление алюминия:

$$m_{O_2} (Al) = m_{Al_2O_3} - m_{Al} = 119,614 - 63,325 = 56,289 \text{ кг}$$

Молибден, медь, ванадий. Принимаем, что в период плавления эти элементы их шихты не удаляются. Допускаем, что ванадий не окисляется по причине небольшого его присутствия в шихте.

Железо. Принимаем, что в период плавления 80% окислившегося железа теряется с газами, а 20% переходит в шлак.

Образуется, оксидов железа в пересчете на FeO

$$m_{FeO} = \frac{m_{Fe}}{v_{Fe} \cdot \mu_{Fe}} \cdot v_{FeO} \cdot \mu_{FeO} = \frac{2057,35 \cdot 72}{56} = 2645,164 \text{ кг}$$

по реакции



Из этого количества 80% уносится с печными газами, а 20% переходит в шлак.

С газами теряется $\frac{2645,164 \cdot 80}{100} = 2116,131 \text{ кг FeO}$, из них $\frac{2057,35 \cdot 80}{100} = 1645,88 \text{ кг Fe}$.

В шлак переходит $\frac{2645,164 \cdot 20}{100} = 529,033 \text{ кг FeO}$, из них $\frac{2057,35 \cdot 20}{100} = 411,470 \text{ кг Fe}$.

Потребуется кислорода на окисление железа

$$m_{O_2} (Fe) = m_{FeO} - m_{Fe} = 2645,164 - 2057,35 = 587,814 \text{ кг}$$

Металл. В конце периода плавления в печи остается следующее количество металла (с учетом угаров элементов): 102257,218кг, содержание углерода в металле составит 0,562%.

Содержание кислорода в металле определяем по формуле

									Лист
									30
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ				

$$[O] = -\left(\frac{0,00216}{[C]}\right) + 0,00884$$

Содержание кислорода в металле $[O] = -\left(\frac{0,00216}{[C]}\right) + 0,00884 = 0,005 \%$.

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

$$\frac{102257,218 + x}{x} = \frac{100}{0,005}$$

где x – искомая величина, кг;

$102257,218 + x$ – масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

$0,005$ – содержание кислорода в металле, %.

$$x = 5,106 \text{ кг}$$

2.3.3 Шлакообразование

Шлак периода плавления 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:

$$m_i(j) = \frac{m_j \cdot (j)}{100}, \quad (3)$$

где $m_i(j)$ – масса компонента i , вносимого шлакообразующим j , кг;

m_j – расход шлакообразующего j , кг;

(i) – содержание компонента i в шлакообразующем j .

										Лист
										31
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ					

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

$$CaO = \frac{2520 \cdot 88}{100} = 2217,6$$

$$SiO_2 = \frac{2520 \cdot 1,3}{100} = 32,76;$$

$$MgO = \frac{2520 \cdot 2}{100} = 50,4;$$

$$Al_2O_3 = \frac{2520 \cdot 0,8}{100} = 20,16;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{2520 \cdot 0,2}{100} = 5,04;$$

В данном расчете ведём пересчёт на FeO, по формуле:

$$m_{FeO} = \frac{m_{Fe_2O_3} \cdot \mu_{Fe}(Fe_2O_3) \cdot \mu_{FeO}}{\mu_{Fe_2O_3} \cdot \mu_{Fe}(FeO)}, \quad (4)$$

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:

$$\frac{5,04 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 4,536 \text{ кг.}$$

Кроме того выделится в атмосферу за счет потерь при прокаливании

$$\frac{2520 \cdot 7,7}{100} = 194,04 \text{ кг CO}_2.$$

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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		32

Примерный расход магнетитового порошка на заправку печи определяем по формулам, кг/т:

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

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

где m_0 – масса садки печи, кг.

Расход магнетитового порошка равен:

$$40 \cdot 105000^{-0,17} \cdot 105 = 588,365 \text{ кг}$$

Тогда магнетит внесет в шлак, кг:

$$CaO = \frac{588,365 \cdot 1}{100} = 5,884;$$

$$SiO_2 = \frac{588,365 \cdot 3}{100} = 17,651;$$

$$MgO = \frac{588,365 \cdot 93}{100} = 547,180;$$

$$Al_2O_3 = \frac{588,365 \cdot 1}{100} = 5,884;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{588,365 \cdot 2}{100} = 11,767;$$

В пересчете на FeO:

$$\frac{11,767 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 10,591 \text{ кг.}$$

в) 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. 420 кг. В электроде содержание углерода составляет 99%.

Тогда окисляется углерода:

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		33

$$m_C = \frac{420}{100} \cdot 99 = 415,800 \text{ кг.}$$

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

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{0,7 \cdot 415,8}{12} \cdot 28 = 679,14 \text{ кг.}$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0,3 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{0,3 \cdot 415,8}{12} \cdot 44 = 457,38 \text{ кг.}$$

Количество кислорода необходимого для окисления углерода составит:

$$m_{O_2} = m_{CO} - m_C \cdot 0,7 = 679,14 - 415,8 \cdot 0,7 = 388,08 \text{ кг.}$$

$$m_{O_2} = m_{CO_2} - m_C \cdot 0,3 = 457,38 - 415,8 \cdot 0,3 = 332,64 \text{ кг.}$$

Итого масса кислорода на окисление углерода равна 720,72 кг.

Разрушающиеся электроды также вносят в шлак, кг:

$$CaO = \frac{420,000 \cdot 0,118}{100} = 0,496;$$

$$SiO_2 = \frac{420,000 \cdot 0,565}{100} = 2,373$$

$$Al_2O_3 = \frac{420,000 \cdot 0,317}{100} = 1,331;$$

г) Поступление оксидов в шлак из металла, кг:

$$SiO_2 - 595,179;$$

$$MnO - 325,851;$$

$$Cr_2O_3 - 48,991;$$

$$TiO_2 - 52,375;$$

$$Al_2O_3 - 119,614;$$

$$FeO - 529,033;$$

д) Расчет составляющих, поступивших в шлак из агломерата.

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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
						34
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Определяем количество FeO в шлаке, ориентировочно полагая, что шлак в печи в конце периода плавления составляет 5...7% от массы металла или

$$\frac{(102257,218+5,106) \cdot 6}{100} = 6135,739 \text{ кг,}$$

где (102257+5,106) – масса металла с учетом содержания кислорода, кг;
шлак составляет 6% от массы металла.

Определяем количество FeO в шлаке:

$$\frac{6135,739 \cdot 15,1}{100} = 926,497 \text{ кг.}$$

Это количество вносится известью, футеровкой, оксидами из металлической ванны и рудой. Известью, футеровкой и оксидами из металлической ванны в шлак внесено

$$4,536+10,591+529,033 = 544,160 \text{ кг FeO .}$$

Тогда руда внесет

$$926,497-544,160 = 382,337 \text{ кг FeO.}$$

На образование такого количества FeO потребуется железа (1)

$$\frac{382,337 \cdot 56}{72} = 297,373 \text{ кг.}$$

и кислорода (2)

$$382,336-297,343 = 84,983 \text{ кг.}$$

Для определения расхода руды в период плавления составляем баланс кислорода в период плавления без учёта окисления фосфора, кг:

- 1) на окисление углерода – 191,4;
- 2) на окисление кремния – 317,429;
- 3) на окисление марганца – 91,789;
- 4) на окисление хрома – 19,338;
- 5) на окисление титана – 20,95;

6) на окисление алюминия – 56,289;

7) на окисление железа – 587,814;

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
						35
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

8) на окисление электродов – 720,72;

9) на насыщение металла – 5,106;

10) на образование FeO – 84,963.

Всего: 2095,799.

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 $2095,799 - 328,401 = 1767,398$ кг.

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

$$\frac{1767,398 \cdot 100}{27,7} = 6380,499 \text{ кг}, \quad (7)$$

где 1767,398 – необходимо внести кислорода с железной рудой, кг;

27,7 – содержание кислорода в руде, %.

Руда, кроме кислорода, вносит железа:

$$\frac{6380,499 \cdot 62,3}{100} = 3975,051 \text{ кг}, \quad (8)$$

из них 297,337 кг остается в шлаке в виде FeO, следовательно, переходит в металл железа $3975,051 - 297,337 = 3677,678$ кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{6380,499 \cdot 0,1}{100} = 6,381;$$

$$MgO = \frac{6380,499 \cdot 0,3}{100} = 19,141$$

$$SiO_2 = \frac{6380,499 \cdot 5,25}{100} = 334,976$$

$$P_2O_5 = \frac{6380,499 \cdot 0,15}{100} = 9,571;$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		36

$$Al_2O_3 = \frac{6380,499 \cdot 4,1}{100} = 261,601;$$

$$S = \frac{6380,499 \cdot 0,1}{100} = 6,381.$$

Произведённые выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака и металла (таблица 16 и таблица 17) в конце плавления без учёта дефосфорации, с учетом кислорода, растворенного в металле, и применения железной руды (агломерата).

Таблица 16 – 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	32,760	2217,6	-	5,040	-	20,16	50,400	-	-	-	2325,96
Футеровка ванны	17,651	5,884	-	10,591	-	5,884	547,18	-	-	-	587,190
Электрод	2,373	0,496	-	-	-	1,331	-	-	-	-	4,200
Оксиды из металлической ванны	595,17	-	325,85	529,03	48,99	119,61	-	52,37	-	-	1671,04
Руда	334,97	6,380	-	382,33	-	261,60	19,141	-	9,57	6,38	1020,38
Всего	982,93	2230,3	325,85	927,1	48,99	408,58	616,72	52,37	9,57	6,38	5608,77
Всего, %	17,525	39,766	5,810	16,528	0,873	7,285	10,996	0,934	0,17	0,11	100,000

Таблица 17 – 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	717,750	-	-	143,550	574,200	0,542
O	-	5,106	-	-	5,106	0,005
Si	277,750	-	277,750	-	0	0
Mn	450,750	-	252,420	63,105	135,225	0,128
P	31,525	-	-	-	31,525	0,030
S	31,725	-	-	-	31,725	0,030

Продолжение таблицы 17

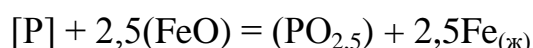
Cr	209,500	-	33,520	8,380	167,600	0,158
----	---------	---	--------	-------	---------	-------

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ		Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			37

Ni	157,125	-	-	2,357	154,768	0,146
Ti	31,425	-	31,425	-	0,000	0,000
Al	63,325	-	63,325	-	0,000	0,000
W	72,850	-	-	-	72,850	0,069
V	41,425	-	-	-	41,425	0,039
Cu	86,650	-	-	-	86,650	0,082
Mo	41,43	-	-	-	41,43	0,04
Fe	102867,500	3677,678	411,470	1645,880	104487,828	98,629
Всего	105190,400	3682,784	1069,910	1863,272	105940,002	100,000

2.3.4 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:

$$\lg K_P = \lg \frac{x_{PO_{2,5}} \cdot \gamma_{PO_{2,5}}}{(x_{FeO} \cdot \gamma_{FeO})^{2,5} \cdot [P] \cdot f_P} = \frac{1120}{T} - 1,385 \quad (9)$$

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 18):

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

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 18 – 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}	0,710	0,292	0,082	0,230	0,275	0,071	0,006	0,012	0,002	1,680
X _{RO}	0,423	0,174	0,049	0,137	0,164	0,043	0,003	0,007	0,001	1
n _{R+}	0,710	0,292	0,082	0,230	0,275	0,143	0,011	0,012	0,002	1,757
X _{R+}	0,404	0,166	0,047	0,131	0,156	0,081	0,007	0,007	0,001	1

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

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

$$= \frac{1000}{1873} \cdot [2,18 \cdot 0,046 \cdot 0,166 + 5,9 \cdot (0,404 + 0,155) \cdot 0,166 + 10,5 \cdot 0,404 \cdot 0,001] =$$

$$= 0,306;$$

$$\gamma_{FeO} = 2,022$$

$$\lg \gamma_{PO_{2,5}} \approx \lg \gamma_{FeO} - \frac{10500}{1873} \cdot X_{Ca} = 0,306 - \frac{10500}{1873} \cdot 0,404 = -1,96;$$

$$\gamma_{PO_{2,5}} = 0,011$$

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

$$\lg f_p = e_P^C \cdot [C] + e_P^O \cdot [O] + e_P^{Si} \cdot [Si] - e_P^{Mn} \cdot [Mn] + e_P^P \cdot [P] + e_P^S \cdot [S] - e_P^{Cr} \cdot [Cr] - e_P^{Ni} \cdot [Ni] +$$

$$+ e_P^{Ti} \cdot [Ti] - e_P^W \cdot [W] + e_P^{Al} \cdot [Al] - e_P^{Mo} \cdot [Mo] - e_P^{Cu} \cdot [Cu] - e_P^V \cdot [V] = 0,13 \cdot 0,542 +$$

$$+ 0,13 \cdot 0,005 - 0,032 \cdot 0,128 + 0,062 \cdot 0,03 + 0,028 \cdot 0,03 - 0,044 \cdot 0,158 -$$

$$- 0,0059 \cdot 0,146 - 0,023 \cdot 0,069 - 0,017 \cdot 0,143 - 0,035 \cdot 0,082 - 0,042 \cdot 0,039 = 0,053;$$

$$f_p = 1,131$$

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

										Лист
										39
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

22.03.02.2017.382.00 ПЗ

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

где μ_P – атомная масса фосфора,

$$L_P = \frac{31 \cdot 0,163 \cdot 1,131 \cdot (0,137 \cdot 2,022)^{2,5} \cdot 1,69}{0,011} = 35,132.$$

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;

$$[P_K] = \frac{100 \cdot 0,024 + \frac{5608,779}{105940,002} \cdot 100 \cdot 0,176 \cdot \frac{31}{71}}{100 + \frac{5608,779}{105940,002} \cdot 100 \cdot 35,132} = 0,0098.$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции:

$$\frac{105940,002 - x}{3152,5 - x} = \frac{100}{0,0098},$$

где x – искомая величина, кг;

$105940,002 - x$ – масса металла с учетом окисления фосфора, кг;

$3152,5 - x$ – масса фосфора в металле с учетом окисления фосфора, кг;

0,0098 – содержание фосфора в металле, %;

$$x = 20,933 \text{ кг.}$$

При этом образуется P_2O_5 (1)

									Лист
									40
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ				

$$\frac{20,933 \cdot 142}{62} = 47,944 \text{ кг.}$$

На окисление фосфора требуется кислорода (2) $47,944 - 20,933 = 27,01 \text{ кг.}$

На окисление фосфора требуется руды (8) $\frac{27,01 \cdot 100}{27,7} = 97,511 \text{ кг.}$

Руда, кроме кислорода, вносит железа (9) $\frac{97,511 \cdot 62,3}{100} = 60,749 \text{ кг.}$

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{97,511 \cdot 0,10}{100} = 0,098;$$

$$MgO = \frac{97,511 \cdot 0,30}{100} = 0,293;$$

$$SiO_2 = \frac{97,511 \cdot 5,25}{100} = 5,119;$$

$$P_2O_5 = \frac{97,511 \cdot 0,15}{100} = 0,146;$$

$$Al_2O_3 = \frac{97,511 \cdot 4,10}{100} = 3,998;$$

$$S = \frac{97,511 \cdot 0,10}{100} = 0,098.$$

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака в конце плавления.

Таблица 19–Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
						41
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Источник поступлен	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Известь	32,760	2217,6	-	5,040	-	20,160	50,40	-	-	-	2325,960
Футеровка ванны	17,651	5,884	-	10,591	-	5,884	547,18	-	-	-	587,190
Электрод	595,17		325,85	529,03	48,99	119,61	-	52,37	47,94	-	1718,986
Оксиды из металл. ванны	2,373	0,496	-	-	-	1,331	-	-	-	-	4,200
Руда	340,09	6,478	-	382,33	-	265,59	19,434	-	9,717	6,47	1030,138
Всего	988,05	2230,5	325,85	927,00	48,99	412,58	617,01	52,37	57,66	6,47	5666,47
Всего, %	17,437	39,362	5,751	16,359	0,865	7,281	10,889	0,924	1,018	0,11	100,000

С учётом кислорода, растворенного в металле, применения железной руды(агломерата) и проведения окислительной дефосфорации ожидаемый массовый и процентный состав металла (по расплавлению шихты) представлен в таблице 20.

Таблица 20 – 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	717,750	-	0,000	143,550	574,200	0,542
O	0,000	5,106	0,000	0,000	5,106	0,005
Si	277,750	-	277,750	0,000	0,000	0,000
Mn	450,750	-	252,420	63,105	135,225	0,128
P	31,525	-	20,933	0,000	10,592	0,010
S	31,725	-	0,000	0,000	31,725	0,030
Cr	209,500	-	33,520	8,380	167,600	0,158
Ni	157,125	-	0,000	2,357	154,768	0,146
Ti	31,425	-	31,425	0,000	0,000	0,000
Al	63,325	-	63,325	0,000	0,000	0,000
W	72,850	-	0,000	0,000	72,850	0,069
Mo	41,430	-	0,000	0,000	41,43	0,039
Cu	86,650	-	0,000	0,000	86,650	0,082
V	41,425	-	0,000	0,000	41,425	0,040
Fe	102867,500	3738,427	411,470	1645,880	104548,577	98,650
Всего	105190,400	3743,533	1090,843	1863,272	105979,819	100,000

Определение количества и состава газов в период плавления.

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

Объём кислорода в воздухе:

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		42

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

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:

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

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

Определим количество влаги, вносимой воздухом из следующих условий:

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

Влажность атмосферного воздуха:

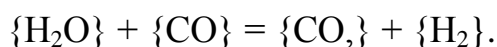
$$V_{\text{влаж.в}} = V_B \cdot \frac{273 + t_B}{273} \cdot \frac{p_B}{p_B - E \cdot f} = 1094,671 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{1,01 \cdot 10^5}{1,01 \cdot 10^5 - 0,7 \cdot 2,026 \cdot 10^3} =$$

$$= 1191,598 \text{ м}^3$$

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

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:

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		43

$$m_{\{H_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{H_2} = \frac{15,491}{18} \cdot 2 = 1,721 \text{ кг};$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{15,491}{18} \cdot 44 = 37,866 \text{ кг}.$$

Для этого необходима окись углерода в количестве:

$$m_{\{CO\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{CO} = \frac{15,491}{18} \cdot 28 = 24,097 \text{ кг}.$$

Суммарный материальный баланс периода плавления:

Израсходовано, кг:

- а) шихты — 105 250, из нее:
 - отходы А – 3 — 68 250
 - отходы А – 2 — 36 500,
 - кокс — 500;
- б) шлакообразующих — 2520, в том числе извести — 2520;
- в) футеровка ДСП — 588,365, в том числе магнезита — 588,365;
- г) электродов — 420;
- д) руды — 6669,892, в том числе:
 - 1) на окисление — 6572,437,
 - 2) на дефосфорацию — 97,445;
- е) воздуха — 1443,322, в том числе:
 - 1) кислорода — 328,401,
 - 2) азота — 1099,430,
 - 3) влаги — 15,491.

Всего: 116891,579.

Получено, кг:

- а) металла — 105979,819;
- б) шлака — 5666,474;
- в) пыли — 2212,199, в том числе:
 - 1) MnO — 81,463,
 - 2) Cr₂O₃ — 12,248,
 - 3) Ni — 2,357,
 - 4) FeO — 2116,131;
- г) газов — 2828,624, в том числе:
 - 1) CO — 1038,187 (от окисления металла и электродов с учетом догорания до CO₂),
 - 2) CO₂ — 689,286 (от прокаливания извести и окисления электродов с учетом догорания CO),
 - 3) N₂ — 1099,430,
 - 4) H₂ — 1,721.

Всего: 116687,115.

Невязка — 116891,579 - 116687,115 = 12,582 кг или $\frac{12,582}{116891,579} \cdot 100 = 0,011 \%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

										Лист
										44
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ					

2.3.5 Окислительный период

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 12 (таблица 21).

Таблица 21 – 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	ΔC	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 улёт	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 22.

Таблица 22 – Химический состав металла в конце окислительного периода, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C**	574,200	433,416	140,784	0,13
Si	0	-	0	0
Mn	135,225	91,953	43,272	0,042
P	10,592	0	10,592	0,010
S	31,725	0	31,725	0,031
Cr	167,600	26,816	140,784	0,135
Ni	154,768125	0	154,768	0,149
Ti	0	-	0	0
Al	0	-	0	0
W	72,850	0	72,850	0,070
V	41,425	0	41,425	0,040
Cu	86,650	0	86,650	0,083
Mo	41,43	0	41,43	0,040
Fe	104548,577	1568,229	102980,348	99,081
Всего	105974,712	2039,391	103935,321	100

** Для гарантированного получения заданного состава стали необходимо получить в конце обезуглероживания содержание углерода в металле 0,21%. Тогда массу окислившегося углерода определяем по пропорции:

$$\frac{105974,712 - m_{\Delta C}}{574,2 - m_{\Delta C}} = \frac{100}{0,21},$$

где $m_{\Delta C}$ – искомая величина;

$105974,712 - m_{\Delta C}$ – масса металла с учетом угара углерода;

$574,2 - m_{\Delta C}$ – масса углерода с учетом его окисления.

$$m_{\Delta C} = 352,39 \text{ кг.}$$

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

$$\frac{352,39 \cdot 28}{12} = 821,251 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода (2) $821,664 - 352,14 = 469,858$ кг.

Кремний. Так как мы совмещаем период плавления с окислительным периодом, кремния окислилось 100%.

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

Образуется MnO (1)

$$\frac{91,953 \cdot 71}{55} = 118,703 \text{ кг.}$$

Испарится MnO

$$118,703 \cdot \frac{20}{100} = 23,741 \text{ кг,}$$

из них Mn

$$91,953 \cdot \frac{20}{100} = 18,391 \text{ кг.}$$

Перейдет MnO в шлак $118,703 - 23,741 = 94,962$ кг, из них Mn

$$91,953 - 18,391 = 73,562 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		46

Потребуется кислорода для окисления всего марганца (2)

$$118,703 - 91,953 = 26,750 \text{ кг.}$$

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 Cr_2O_3 (1)

$$\frac{26,816 \cdot 152}{104} = 39,193 \text{ кг.}$$

Испарится Cr_2O_3

$$39,193 \cdot \frac{5}{100} = 1,960 \text{ кг,}$$

из них Cr:

$$28,816 \cdot \frac{5}{100} = 1,341 \text{ кг Cr.}$$

Перейдет в шлак $39,193 - 1,960 = 37,233$ кг Cr_2O_3 , из них Cr

$$28,816 - 1,341 = 25,475 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода для окисления всего хрома (2)

$$39,193 - 26,816 = 12,377 \text{ кг.}$$

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)

$$\frac{1568,229 \cdot 72}{56} = 2016,294 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		47

Испарится FeO

$$2016,294 \cdot \frac{70}{100} = 1411,406 \text{ кг},$$

из них Fe

$$1568,229 \cdot \frac{70}{100} = 1097,760 \text{ кг}.$$

Перейдет в шлак $2016,294 - 1411,406 = 604,888$ кг FeO, из них Fe

$$1568,229 - 1097,760 = 470,469 \text{ кг}.$$

Потребуется кислорода для окисления всего железа (2)

$$2016,294 - 1568,229 = 448,065 \text{ кг}.$$

Металл. В конце окислительного периода в печи остается следующее количество металла (с учетом угаров элементов) – 103935,321 кг, содержание углерода в металле составит 0,213%.

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

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot [C]}{[C]} \quad (10)$$

Содержание кислорода в металле (11)

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,213}{0,213} = 0,022\%.$$

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

$$\frac{103935,321 + x}{x} = \frac{100}{0,022},$$

где x – искомая величина, кг;

$103935,321 + x$ – масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

0,022 – содержание кислорода в металле, %,

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		48

$$x=23,287 \text{ кг.}$$

В конце периода плавления в металле было 5,106 кг кислорода, следовательно, на насыщение металла пошло $23,287 - 5,106 = 18,181$ кг.

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

- 1) на окисление углерода — 469,858;
 - 2) на окисление марганца — 26,750;
 - 3) на окисление хрома — 12,377;
 - 4) на окисление железа — 448,065;
 - 5) на насыщение металла — 18,181;
- Всего — 975,230.

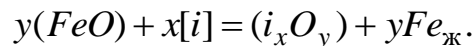
Из опыта известно, что примерно 30% элементов окисляются кислородом (FeO), а остальные 70% – газообразным кислородом, вдуваемым в жидкий металл. (FeO) идет на окисление углерода, марганца, хрома и на насыщение металла.

Следовательно (FeO) внесет:

$$(469,858 + 26,750 + 12,377 + 18,181) \cdot \frac{30}{100} = 158,150 \text{ кг кислорода,}$$

а газообразный кислород внесет $975,230 - 158,150 = 817,081$ кг кислорода.

(FeO) окисляет по реакции:



На это расходуется FeO

$$\frac{158,150 \cdot 72}{16} = 711,673 \text{ кг,}$$

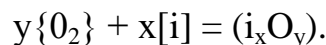
где 152,150 – масса кислорода, вносимого FeO;

72 и 16 – молекулярные массы FeO и O, соответственно.

При этом в металл переходит железо в количестве:

$$711,673 - 158,150 = 553,523 \text{ кг.}$$

Газообразный кислород окисляет по реакции:



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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		49

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:

$$20 \cdot 24,630 \cdot 0,333 = 164,0358 \text{ кг.}$$

Следовательно, кислородным инжектором необходимо внести кислорода:

$$817,081 - 164,0358 = 653,045 \text{ кг.}$$

Определение количества и состава газов в окислительный период

Печная атмосфера. Общая масса кислорода, усвоенного из воздуха,

$$m_{O_2} = 164,0358 \text{ кг.}$$

Объём кислорода в воздухе:

$$V_{O_2} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \cdot 164,0358 = 114,940 \text{ м}^3.$$

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:

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

Объём и масса воздуха составит:

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

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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		50

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 $\rho_{\text{в.пара}} = 0,013 \text{ кг/м}^3$.

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 653,045 кг. Для того, чтобы внести такое количество кислорода необходимо израсходовать в окислительный период технического кислорода, при 95% – ном усвоении:

$$\frac{653,045 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 690,870 \text{ кг},$$

где 653,045 – необходимо внести кислорода с техническим кислородом, кг;

99,5 и 95 – содержание кислорода в техническом кислороде и его усвоение, %.

Количество неусвоенного кислорода

$$\frac{690,870 \cdot 5}{100} = 34,544 \text{ кг};$$

техническим кислород также вносит азот

$$\frac{690,870 \cdot 0,5}{100} = 3,456 \text{ кг},$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		51

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

Образуется углекислый газ в количестве:

$$m\{CO_2\} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{34,544}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 94,995 \text{ кг.}$$

Для этого потребуется {CO} в количестве 94,995 - 34,544 = 60,451 кг.

Таблица 23 – 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	988,06	2230,46	325,85	927,00	48,99	412,59	617,01	52,38	57,66	6,48	5666,47
Оксиды из металлич. ванны	-	-	94,96	604,89	37,23	-	-	-	-	-	737,08
Перешло в металл	-	-	-	-711,67	-	-	-	-	-	-	-711,67
Всего	988,06	2230,46	420,81	820,22	86,22	412,59	617,01	52,38	57,66	6,48	5691,88
Всего, %	17,36	39,19	7,39	14,41	1,51	7,25	10,84	0,92	1,01	0,11	100

Таблица 24 – Баланс металла окислительного периода, кг

Элемент	Металл периода плавления	Перешло в металл	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	574,200	-	-	433,416	140,784	0,130
O	5,106	18,181	-	-	23,287	0,022
Si	0	-	-	-	0	0
Mn	135,225	-	73,562	18,391	43,272	0,041
P	10,592	-	-	-	10,592	0,010
S	31,725	-	-	-	31,725	0,030
Cr	167,600	-	25,475	26,816	115,309	0,110
Ni	154,768	-	-	-	154,768	0,148
Ti	0	-	-	-	0	0,000
W	0	-	-	-	0	0,000
Al	72,850	-	-	-	72,850	0,070
Mo	41,430	-	-	-	41,430	0,039
Cu	86,650	-	-	-	86,650	0,083

Продолжение таблицы 24

V	41,425	-	-	-	41,425	0,04
Fe	104548,577	553,523	470,469	1097,760	103533,872	99,088
Всего	105979,818	571,704	569,506	1495,360	104486,657	100

Суммарный материальный баланс окислительного периода:

Израсходовано, кг

а) металла — 105979,818;

б) шлака — 5666,474;

в) технического кислорода — 690,870, в том числе:

1) кислорода — 687,416 (включая неусвоенный),

2) азота — 3,454;

г) воздуха — 721,661, в том числе:

1) кислорода — 164,201,

2) азота — 549,715,

3) влаги — 7,745.

Всего: 113058,823.

Получено, кг;

а) металла — 104486,657;

б) шлака — 5691,884;

в) пыли — 1437,106, в том числе:

1) MnO — 23,741,

2) Cr₂O₃ — 1,960,

3) FeO — 1411,406;

г) газов — 1418,108, в том числе:

1) CO — 749,751 (от окисления металла с учетом догорания до CO₂),

2) CO₂ — 113,928 (с учётом догорания CO),

3) N₂ — 553,568,

4) H₂ — 0,861.

Всего: 113033,755.

Невязка — $113058,823 - 113033,755 = 25,068$ кг или $\frac{25,068}{113058,823} \cdot 100 = 0,022 \%$.

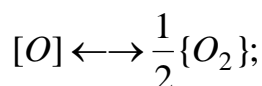
Полученная невязка находится в допустимых пределах.

						22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			53

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, $p_{O_2} = 2,026 \cdot 10^3$ 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;



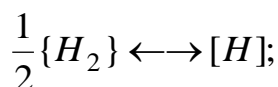
$$K_O = \frac{p_{O_2}^{1/2}}{[O]}; \quad \lg K_O = -\frac{6119}{T} - 0,151.$$

$$\text{При } 1873 \text{ К } \lg K_O = -\frac{6119}{T} - 0,151 = -3,418;$$

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

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

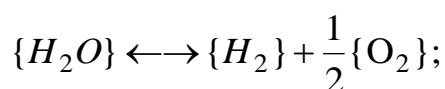
Определим равновесное содержание водорода в металле $[H]_{\text{равн}}$:



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

$$\text{При } 1873 \text{ К } \lg K_H = -\frac{1900}{T} - 1,58 = -2,594; \quad K_H = 2,544 \cdot 10^{-3}.$$

На границе шлак – газ существует равновесие:



					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		54

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

При 1873 К $\lg K_{H_2O} = \frac{13160}{T} - 3,05 = 3,976; K_{H_2O} = 9,466 \cdot 10^3.$

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

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:

$$[H_{\text{пред}}] = [H_{\text{равн}}] \cdot \left(\frac{P_{O_2}^{III-\Gamma}}{P_{O_2}^{III-M}} \right)^{1/4} = 6,852 \cdot 10^{-6} \cdot \left(\frac{0,100}{3,745 \cdot 10^{-11}} \right)^{1/4} = 1,497 \cdot 10^{-3} \%.$$

Определяем содержание водорода в металле, используя пропорцию:

$$\frac{104486,657 + x}{x} = \frac{100}{1,497 \cdot 10^{-3}},$$

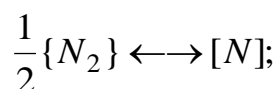
где x – искомая величина, кг;

$104486,657 + x$ – масса металла с учетом содержания водорода, кг;

$1,497 \cdot 10^{-3}$ – содержание водорода в металле, %,

$$x = 1,564 \text{ кг.}$$

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



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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		55

При 1873 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:

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

Определяем содержание азота в металле, используя пропорцию:

$$\frac{104486,657 + x}{x} = \frac{100}{3,566 \cdot 10^{-9}}$$

где x – искомая величина, кг;

$104486,657 + x$ – масса металла с учетом содержания водорода и азота, кг;

$3,566 \cdot 10^{-9}$ – содержание азота в металле, %,

$$x = 3,726 \cdot 10^{-6} \text{ кг.}$$

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

2.3.6 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 плавов, способствующей повышению выхода годного металла.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		56

После окислительного периода из печи металл выпускают в ковш. В печи остается 10% металла (см. таблицу 25, 26) и 99% шлака.

Таблица 25 – Количество и состав металла в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

Элемент	Металл окислительного периода	Осталось в ДСП	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	162,881	22,181	140,700	0,130
O	23,287	2,329	20,959	0,022
Si	0	0	0	0
Mn	43,272	4,327	38,945	0,041
P	10,592	1,059	9,533	0,010
S	31,725	3,173	28,553	0,030
Cr	115,309	11,531	103,778	0,110
Ni	154,768	15,477	139,291	0,148
Ti	0	0	0	0
W	0	0	0	0
Al	72,850	7,285	65,565	0,070
Mo	41,425	4,143	37,283	0,040
Cu	86,650	8,665	77,985	0,083
V	41,425	0,800	42,225	0,042
Fe	103533,872	10353,387	93180,484	99,088
Всего	104486,657	10448,666	94037,991	100,000

Таблица 26 – 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. периода	988,06	2230,46	420,81	820,22	86,22	412,6	617,1	52,38	57,66	6,48	5691,8
Осталось в ДСП	978,17	2208,15	416,61	812,01	85,36	408,4	610,8	51,85	57,08	6,413	5634,9
Всего	9,88	22,30	4,21	8,20	0,86	4,13	6,17	0,52	0,58	0,06	56,919
Всего, %	17,36	39,187	7,393	14,410	1,515	7,249	10,84	0,920	1,013	0,114	100

2.3.7 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.

$$\text{Расход кокса на плавку: } \frac{94143,934 \cdot 0,05}{1000} = 4,707 \text{ кг.}$$

$$\text{Кокс внесет углерода (4) } \frac{4,707 \cdot 86,09}{100} = 4,052 \text{ кг.}$$

Примем, что 10% углерода кокса усваивается металлом.

$$\text{Кокс внесет углерод в металл: } \frac{4,052 \cdot 10}{100} = 0,405 \text{ кг.}$$

$$\text{Углерод на раскисление шлака: } 4,052 - 0,405 = 3,647 \text{ кг.}$$

$$\text{Образуется CO (1) } \frac{3,647 \cdot 28}{12} = 8,510 \text{ кг.}$$

$$\text{Потребуется кислорода (2) } 8,510 - 3,647 = 4,863 \text{ кг.}$$

Зола кокса внесет в шлак (4), кг:

$$SiO_2 = \frac{4,707 \cdot 5,84}{100} = 0,275;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{4,707 \cdot 2,40}{100} = 0,113; \text{ в пересчете на FeO (7) } - 0,102 \text{ кг.}$$

$$Al_2O_3 = \frac{4,707 \cdot 3,00}{100} = 0,141;$$

$$CaO = \frac{4,707 \cdot 5,00}{100} = 0,235;$$

$$MgO = \frac{4,707 \cdot 0,12}{100} = 0,006;$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		58

$$P_2O_5 = \frac{4,707 \cdot 0,04}{100} = 0,002.$$

Кокс внесет в металл (4), кг:

$$S = \frac{4,707 \cdot 0,6}{100} = 0,028;$$

$$P = \frac{4,707 \cdot 0,01}{100} = 0,00047.$$

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

$$\frac{4,707 \cdot 1,30}{100} = 0,061 \text{ кг } CO_2.$$

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

$$\text{Восстановится FeO } \frac{8,21 \cdot 90}{100} = 7,392 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{7,392 \cdot 16}{72} = 1,643 \text{ кг.}$$

$$\text{Осталось FeO в шлаке } 8,21 - 7,392 = 0,821 \text{ кг.}$$

$$\text{Образуется Fe } 7,392 - 1,643 = 5,749 \text{ кг.}$$

$$\text{Восстановится Cr}_2\text{O}_3 \frac{0,86 \cdot 90}{100} = 0,776 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{0,776 \cdot 48}{152} = 0,245 \text{ кг.}$$

$$\text{Образуется Cr } 0,776 - 0,245 = 0,531 \text{ кг.}$$

$$\text{Осталось Cr}_2\text{O}_3 \text{ в шлаке } 0,86 - 0,766 = 0,086 \text{ кг.}$$

$$\text{Восстановится MnO } \frac{4,21 \cdot 90}{100} = 3,787 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		59

Необходимо связать кислорода $\frac{3,878 \cdot 16}{71} = 0,853$ кг.

Образуется Mn $3,787 - 0,853 = 2,934$ кг.

Осталось MnO в шлаке $4,21 - 3,787 = 0,421$ кг.

Восстановится P₂O₅ $\frac{0,58 \cdot 90}{100} = 0,521$ кг.

Необходимо связать кислорода $\frac{0,521 \cdot 80}{142} = 0,117$ кг.

Образуется P $0,521 - 0,117 = 0,404$ кг.

Осталось P₂O₅ в шлаке $0,58 - 0,521 = 0,058$ кг.

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

FeO – 1,643;
Cr₂O₃ – 0,245;
MnO – 0,853;
P₂O₅ – 0,117;
Всего – 2,859.

Коксом связано 4,863 кг кислорода.

Следовательно, из печной атмосферы поступит кислорода:

$4,863 - 2,859 = 2,004$ кг

Таблица 27 – Количество и состав металла в ковше после раскисления, кг

Элемент	Металл в ковше	Раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	199,626	0,405	200,031	0,130
O	20,959	–	20,959	0,022
Si	0,000	-	0,000	0,000
Mn	38,945	2,934	41,879	0,045
P	9,533	0,402	9,935	0,011
S	28,553	0,028	28,581	0,030
Cr	103,778	0,531	104,309	0,111
Ni	139,291	-	139,291	0,148

Продолжение таблицы 27

Ti	0,000		0,000	0
Al	0,000		0,000	0
W	65,565		65,565	0,070
Mo	37,283		37,283	0,040
Cu	77,985		77,985	0,083
V	42,225		42,225	0,042
Fe	93180,484	5,742	93186,226	99,084
Всего	94037,991	10,041	94048,032	100

Таблица 28 – 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	9,881	22,305	4,208	8,202	0,862	4,126	6,170	0,524	0,577	0,065	56,919
Раскисление	0,275	0,235	-3,787	-7,258	-0,776	0,141	0,006		-0,519		-11,684
Всего	10,155	22,540	0,421	0,944	0,086	4,267	6,176	0,524	0,058	0,065	45,235
Всего, %	22,450	49,828	0,930	2,087	0,191	9,433	13,653	1,158	0,127	0,143	100

б) Предварительное легирование

После раскисления шлака в металле при содержании углерода 0,213% содержится 0,022% или 20,982 кг кислорода.

Чтобы провести предварительное легирование, вводим в ковш на средний предел ферромарганец, феррохром, ферросилиций.

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

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

где m_i – масса легирующего компонента, кг;

m_{Me} – масса металла, кг;

$[i_{гост}]$ и $[i_{Me}]$ – содержание элемента в металле среднее марочное и имеющееся, соответственно, %.

											Лист
											61
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ						

Прогнозируем массу металла в конце плавки, кг:

$$m_{Si} = \frac{94048,032 \cdot (0,55 - 0)}{100} = 517,847;$$

$$m_{Mn} = \frac{94048,032 \cdot (1,05 - 0,044)}{100} = 946,738;$$

$$m_{Me \text{ прогн}} = \sum m_i + m_{Me} = 946,738 + 517,847 + 94048,032 = \\ = 95510,922 \text{ кг}$$

Для более точного расчета массы легирующих используем формулу:

$$m_{\text{лег } i} = \frac{m_{Me \text{ прогн}} \cdot ([i_{\text{гост}}] - [i_{Me}])}{i}, \quad (11)$$

где $m_{\text{лег } i}$ – масса легирующего компонента, вносящего элемент i , кг;

i – содержание элемента i в легирующем компоненте, %.

Кремний. Для раскисления стали кремнием необходимо внести ФС65

$$\frac{95511 \cdot (0,55 - 0)}{65} = 808,169 \text{ кг или } \frac{65 \cdot 808,169}{100} = 525,310 \text{ кг кремния.}$$

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

$$\text{Выгорает } \frac{525,310 \cdot 20}{100} = 105,062 \text{ кг кремния и } \frac{808,169 \cdot 2}{100} = 16,163 \text{ кг алюминия.}$$

$$\text{Это количество кремния свяжет кислорода } \frac{105,062 \cdot 32}{28} = 120,071 \text{ кг; алюминий}$$

$$\text{свяжет } \frac{16,163 \cdot 48}{54} = 14,367 \text{ кг кислорода.}$$

$$\text{При этом образуется и перейдет в шлак: } \frac{105,062 \cdot 60}{28} = 225,133 \text{ кг SiO}_2 \text{ и} \\ \frac{16,163 \cdot 102}{54} = 30,531 \text{ кг Al}_2\text{O}_3.$$

ФС65 внесет в металл, кг:

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		62

$$Si = \frac{808,169 \cdot 80 \cdot 65}{100 \cdot 100} = 420,248;$$

$$Mn = \frac{808,169 \cdot 0,4}{100} = 3,233;$$

$$P = \frac{808,169 \cdot 0,05}{100} = 0,404;$$

$$Cr = \frac{808,169 \cdot 0,4}{100} = 3,233;$$

$$Fe = \frac{808,169 \cdot 32,13}{100} = 259,665.$$

Марганец. Определяем расход высокоуглеродистого ферромарганца ФМн78:

$$\frac{95511 \cdot (1,05 - 0,044)}{78} = 1231,198 \text{ кг.}$$

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

Выгорает $\frac{1231,198 \cdot 6 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 14,774$ кг кремния.

Это количество свяжет кислорода $\frac{14,774 \cdot 32}{28} = 16,885$ кг.

При этом образуется и перейдет в шлак: $\frac{14,774 \cdot 60}{28} = 31,659$ кг SiO₂.

Ферромарганец внесет в металл, кг:

$$C = \frac{1231,198 \cdot 7}{100} = 86,184;$$

$$Si = \frac{1231,198 \cdot 6 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 59,098;$$

$$P = \frac{1231,198 \cdot 0,05}{100} = 0,616;$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		63

$$S = \frac{1231,198 \cdot 0,02}{100} = 0,246;$$

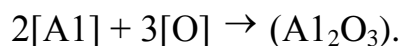
$$Mn = \frac{1231,198 \cdot 78}{100} = 960,335;$$

$$Fe = \frac{1231,198 \cdot 8,93}{100} = 109,946.$$

в) Окончательное раскисление стали

Для окончательного раскисления металла используем алюминий. Необходимо понизить количество до 0,005% $\left(\frac{0,005 \cdot 95511}{100} = 4,776 \text{ кг} \right)$, т.е. связать

$$20,959 - 4,776 = 16,183 \text{ кг},$$



Для этого потребуется алюминия $\frac{16,183 \cdot 54}{48} = 18,206 \text{ кг}.$

Во время раскисления металла образуется и переходит в шлак Al_2O_3

$$\frac{18,206 \cdot 102}{54} = 34,389 \text{ кг}.$$

С учетом остаточного содержания алюминия в металле 0,02% $\left(\frac{0,02 \cdot 95511}{100} = 19,102 \text{ кг} \right)$ общий расход алюминия для раскисления металла принимаем равным $19,102 + 18,206 = 37,308 \text{ кг}.$

Чтобы внести такое количество алюминия необходимо использовать А97

$$\frac{37,308 \cdot 100}{99,98} = 37,315$$

А 97 также внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{37,315 \cdot 0,01}{100} = 0,004;$$

$$Fe = \frac{37,315 \cdot 0,01}{100} = 0,004.$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		64

2.3.8 Шлакообразование

а) Расчет компонентов вносимых известью в шлак.

Для проведения десульфурации необходима основность шлака $B = 3,5...4,0$.
Принимая $B = 4$, получим:

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

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

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

Откуда следует, что масса извести, кг,

$$m_{изв} = \frac{4 \cdot m_{(SiO_2)_{п.шл}} - m_{(CaO)_{п.шл}}}{\frac{CaO_{изв}}{100} - 4 \cdot \frac{SiO_{2изв}}{100}}, \quad (12)$$

где $CaO_{изв}$, $SiO_{2изв}$ – содержание CaO и SiO₂ в извести, %.

Тогда масса извести по формуле:

$$m_{изв} = \frac{4 \cdot (10,155 + 225,133 + 31,659) - 22,540}{\frac{88}{100} - 4 \cdot \frac{1,3}{100}} = 1262,379 \text{ кг.}$$

Известь внесёт в шлак, кг:

$$CaO = \frac{88 \cdot 1262,379}{100} = 1110,894;$$

$$SiO_2 = \frac{1,3 \cdot 1262,379}{100} = 16,411;$$

$$MgO = \frac{2 \cdot 1262,379}{100} = 25,248;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,8 \cdot 1262,379}{100} = 10,099;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 1262,379}{100} = 2,525, \text{ в пересчете на FeO (5) – 2,276.}$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		65

Кроме того, выделится в атмосферу за счет потерь при прокаливании

$$\frac{7,7 \cdot 1262,379}{100} = 97,203 \text{ кг CO}_2.$$

б) Продукты раскисления внесут в шлак, кг:

$$\text{SiO}_2 - 256,792;$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 - 30,531.$$

в) 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 плавок. 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):

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

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

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

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

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

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

2.3.9 Десульфурация стали шлаком

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		66

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 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 29 – Количество и состав металла во время десульфурации, кг

Элемент	Металл после раскисления шлака	Легирование и раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	200,031	13	213,031	0,150
O	20,959	-16,183	4,776	0,005
Si	0,000	479,349	479,349	0,500
Mn	41,879	963,567	1005,446	1,048
P	9,935	1,020	10,954	0,011
S	28,581	0,408	28,989	0,030
Cr	104,309	3,233	107,542	0,112
Ni	139,291	0,000	139,291	0,145
Ti	0,000	0	0	0,000
W	0,000	19,102	19,102	0,020
Al	65,565	0	65,565	0,068
Mo	37,283	0	37,283	0,039
Cu	77,985	0	77,985	0,081
V	42,225	0	42,225	0,042
Fe	93186,226	369,611	93555,837	97,500
Всего	94048,032	1906,291	95954,323	100,000

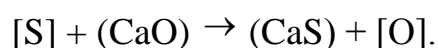
Таблица 30 – Количество и состав шлака десульфурации, кг

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		67

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 после раскисления	10,15	22,540	0,42	0,944	0,086	4,267	6,176	0,524	0,06	0,06	45,235
Известь	16,411	1110,89	–	2,276	–	10,099	25,248	–	–	–	1164,92
Продукты раскисления	11,36	1,578	–	4,261	–	0,631	–	–	–	–	314,49
Футеровка	256,7	–	–	–	–	30,53	–	–	–	–	287,32
Всего, %	297,5	1135,9	0,42	11,85	4,31	47,22	59,29	0,52	0,06	0,06	1853,7

Полученный шлак имеет высокое содержание CaO, 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, %;

L_S – коэффициент распределения серы между шлаком и металлом;

$$\lambda = \frac{1853,71}{95954,323} \cdot 100 = 1,932\%.$$

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 f_S – коэффициент активности серы.

По параметрам взаимодействия первого порядка определим f_S , f_O при

											Лист
											68
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ						

T=1873K:

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

$$\lg f_O = -0,20 \cdot 0,005 - 0,45 \cdot 0,298 - 0,131 \cdot 0,5 - 0,021 \cdot 1,048 + 0,07 \cdot 0,011 - 0,133 \cdot 0,03 - 0,04 \cdot 0,112 + 0,006 \cdot 0,145 + 0,0085 \cdot 0,068 + 0,0035 \cdot 0,039 - 0,3 \cdot 0,142 - 0,013 \cdot 0,081 - 3,9 \cdot 0,020 = -0,350;$$

$$f_O = 0,447;$$

$$a_O = f_O \cdot [\%O] = 0,447 \cdot 0,005 = 0,002;$$

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

$$\lg f_S = -0,028 \cdot 0,03 - 0,11 \cdot 0,298 + 0,063 \cdot 0,5 - 0,026 \cdot 1,048 + 0,29 \cdot 0,011 - 0,27 \cdot 0,005 - 0,011 \cdot 0,112 + 0,0097 \cdot 0,068 + 0,0027 \cdot 0,039 - 0,016 \cdot 0,142 - 0,0084 \cdot 0,081 + 0,035 \cdot 0,020 = 0,015$$

$$f_S = 1,034;$$

$$\text{Тогда } \lg L_S = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{61,27 + 0,05 \cdot 3,20}{16,05 + 0,6 \cdot 2,55} - \lg(0,002) - 0,015 = 2,894;$$

$$L_S = 782,970.$$

$$[S]_K = \frac{100 \cdot 0,03 + 1,932 \cdot 0,003}{100 + 782,970 \cdot 1,932} = 0,0019.$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		69

Определяем количество удалившейся серы по пропорции:

$$\frac{95954,323 - x}{28,989 - x} = \frac{100}{0,0019},$$

где x – искомая величина, кг;

$95954,323 - x$ – масса металла с учетом окисления серы, кг;

$28,989 - x$ – масса серы в металле с учетом окисления, кг;

$0,0019$ – содержание серы в металле, %,

$$x = 27,187 \text{ кг.}$$

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 31.

Таблица 31 – Баланс металла после доводки и десульфурации, кг

б

Элемент	Металл до десульфурации	Десульфурация	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	213,031	–	213,031	0,160
O	4,776	–	4,776	0,005
Si	479,349	–	479,349	0,500
Mn	1005,446	–	1005,446	1,000
P	10,954	–	10,954	0,010
S	28,989	-27,187	1,801	0,002
Cr	107,542	–	107,542	0,100
Ni	139,291	–	139,291	0,100
Al	19,102	–	19,102	0,020
W	65,565	–	65,565	0,070
Mo	37,283	–	37,283	0,039
Cu	77,985	–	77,985	0,100
V	42,225	–	42,225	0,042
Fe	93555,837	–	93555,837	97,50
Всего	95954,323	-27,187	95927,136	100

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.382.00 ПЗ

Лист

70

Видно, что химический состав стали полностью соответствует заданному и не нуждается в корректировке. Окончательный состав шлака восстановительного периода представлен в таблице 32.

Таблица 32 – 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	Σ
Шлак до десульфурации	297,5	1135,8	0,42	11,86	4,31	47,22	59,29	0,52	0,06	0,07	296,7	1853,72
Десульфурация										27,2		27,187
Всего	297,5	1135,8	0,42	11,86	4,31	47,22	59,29	0,52	0,06	27,3	296,7	1880,91
Всего, %	15,82	60,39	0,02	0,630	0,23	2,510	3,152	0,03	0,003	1,45	15,78	100

Суммарный материальный баланс восстановительного периода

Израсходовано, кг

- а) металла — 104486,657;
 - б) шлака — 5691,88;
 - в) футеровки ковша — 42,222;
 - г) шлакообразующих — 1577,974, в том числе: извести — 1262,379, плавиковый шпат — 315,595
 - д) легирующих и раскислителей — 2081,546, в том числе:
 - 1) А97 — 37,315,
 - 2) ФС65 — 808,169,
 - 3) ФМн78 — 1231,198,
 - 4) кокса — 4,863;
 - е) кислорода на окисление кокса, кремния и алюминия — 153,325.
- Всего: 114033,608.

Получено, кг;

- а) металла — 106375,801, в том числе:
 - 1) в ДСП — 10448,666,
 - 2) в ковше — 95927,136;
 - б) шлака — 7515,871, в том числе:
 - 1) в ДСП — 5634,966,
 - 2) в ковше — 1880,906;
 - в) газов — 106,396, в том числе:
 - 1) CO₂ (известь) — 97,203
 - 2) CO₂ (плав.шп.) — 0,631
 - 2) CO₂ (кокс) — 0,061,
 - 3) CO (кокс) — 8,501.
- Всего: 113998,068.

Невязка — $114033,608 - 113998,068 = 35,540$ кг или $\frac{35,540}{114033,608} \cdot 100 = 0,031\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

Суммарный материальный баланс плавки:

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

Отходов А-3 — 68250;

А-2 — 36500;

Кокса — 500;

ФМн78 — 1231,198;

ФС65 — 808,169;

А97 — 37,315;

кокса — 4,863;

известки (суммируется по всем периодам) — 3782,379;

плавиковый шпат — 315,595;

футеровки печи — 588,365;

футеровки печи-ковша — 42,222;

руды — 6478,010;

газов (суммируется по всем периодам) — 3009,178.

Всего: 121547,295.

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

металла (в ковше и в ДСП) — 106375,801;

шлака в ДСП — 5634,966;

шлака печи-ковша — 1880,906;

пыли, уносимой газами (суммируется по всем периодам) — 3649,305;

газов (суммируются по всем периодам) — 4353,128.

Всего: 121894,105.

Невязка — $121894 - 121547,295 = 346,810$ кг или $\frac{346,810}{121547,295} \cdot 100 = 0,285\%$.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		72

2 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

Усадочная рыхлость, или усадочная пористость, представляет собой рассредоточенную группу мелких пустот, образующихся в результате усадки металла при затверждении прежде, чем жидкий металл (из ковша) окажется в состоянии заполнить эти пустоты. Усадочная пористость образуется в узких полостях, в которых движение жидкого металла затруднено, т.е. по оси слитков и отливок и в междендритных пространствах. Зоны пористости по оси слитков (центральная пористость) обнаруживаются невооруженным глазом на нетравленных шлифах (макрошлифах) или на изломах; междендритная или дендритная пористость выявляется под микроскопом. Наиболее просто усадочная пористость определяется вычислением плотности литых образцов. Чем больше скорость затвердения, тем мельче будут кристаллы в стали, тем легче жидкий металл заполняет пустоты и будет меньше усадочная пористость.

Центральная пористость встречается чаще в средней или нижней части слитка большого размера. В продольных макрошлифах имеет вид мелких пор, иногда сопровождающихся включениями сульфидов или оксидов. Образуется при недостаточном поступлении жидкого металла в центральную часть слитка в период кристаллизации.

Центральная пористость и подусадочная ликвация получаются в тех случаях, когда либо на металлургическом заводе не отрезали от заготовки всю верхнюю (прибыльную) часть слитка с усадочной раковиной, либо из-за неправильной конструкции изложницы раковина распространилась слишком глубоко. [11]

Одним из важнейших показателей качества стали определяющих работоспособность подшипников, является макроструктура в частности центральная и общая пористость металла.

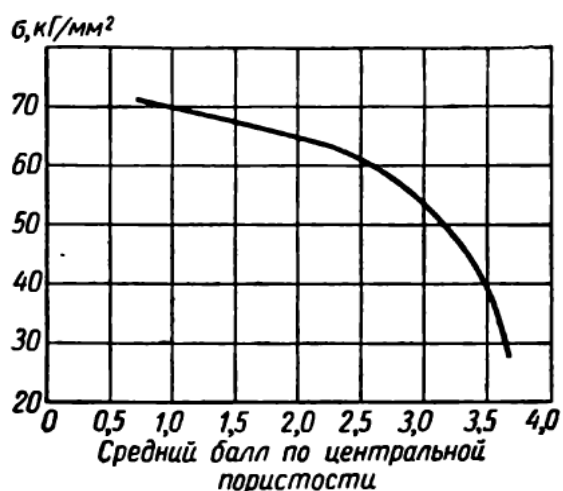
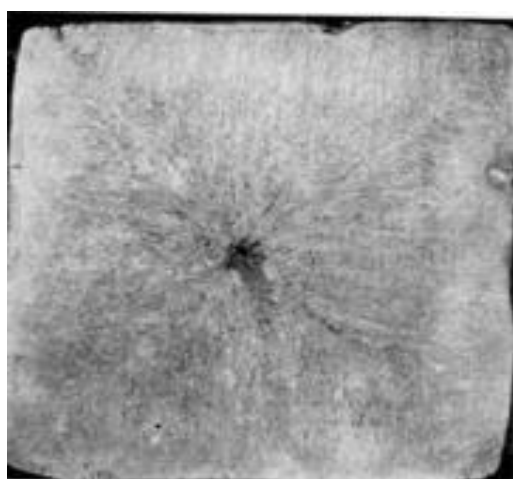


Рисунок 2 – Зависимость предела усталости от центральной пористости стали

Мнение о том, что центральная пористость не особенно вредна, ошибочно. Это мнение основано на том, что центральная зона металла будто бы не выходит на рабочую поверхность деталей подшипников.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Лист

73

Основными пороками макроструктуры стали по ГОСТ 10243 - 62 являются: центральная пористость

При контроле макроструктуры стали по ГОСТ 10243 - 62 установлено, что центральная пористость соответствует для мартеповской стали второму баллу, а стали электрошлакового переплава - нулевому баллу. При этом точечная неоднородность соответствует для мартеповской стали третьему баллу, а для стали электрошлакового переплава нулевому баллу.

Макроструктуру металлов оценивают на отшлифованных и протравленных образцах путем сравнения с эталоном по шести показателям: центральной пористости, ликвации, подкорковым (вблизи поверхности) пузырям; монокристаллическим трещинам; послойной кристаллизации и светлой (пониженной травленности) полоске.

При непрерывной разливке нержавеющей стали острее чувствуется влияние водорода, которое может приводить к образованию подкорковых пузырей, центральной пористости, внутренним трещинам и прорывам. Некоторые специалисты считают, что отливать непрерывным способом нержавеющую сталь, содержащую более 0 0008 % Н, нецелесообразно. В связи с этим организуется экспресс-определение содержания водорода в стали перед выпуском.

По шкале макроструктуры величина центральной пористости оценивается 1-5 баллами. Чем выше балл, тем больше пористость. При наличии пор в стали нарушается сплошность металла и происходит выкрашивание режущих кромок инструмента. Пористость стали подразделяется на общую и центральную. Возможность применения пористого металла зависит от вида инструмента. Например, наличие центральной пористости в стали, предназначенной для изготовления круглых плашек, совершенно недопустимо, так как режущая часть плашек расположена близко к центру, и допустимо для метчиков, у которых режущая часть расположена на поверхности; пористость выявляется макротравлением.

Участки пористого металла обладают повышенной химической активностью (легко травятся в кислотах) и пониженной пластичностью. Усадочные поры имеют размеры от 1-2 мм, видимых невооруженным глазом, до весьма малых величин, соизмеримых с межатомными расстояниями. [10]

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		74

4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

Сталь для судостроения повышенной прочности 16ГС не только производят в России, но и зарубежом. Зарубежные аналоги приведены в таблице.

Таблица 35 – Зарубежные аналоги стали 16ГС

Германия	США	Япония	Болгария	Польша	Румыния
1.0445	K01803	SLA325A	16GS	15GA	16SiMn4

Из таблицы видно, сталь 16ГС производят в Германии, США, Японии, Болгарии, Польше, Румынии.

В Польше в последние годы 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. В 2007г. 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.

В стране в 2007г. впервые за последние несколько лет удалось добиться роста рентабельности предприятий черной металлургии.

В 2007 г. на металлургических предприятиях Польши было произведено 10,6 млн.т. стали (на 6% больше, чем в 2006 г.), из них нелегированной – 94%, легированной – 6%, в т.ч. коррозионностойкой – 0,06%. Конвертерным способом было выплавлено 58% стали (6,2 млн.т., на 8% больше, чем в 2006г.), а с использованием электродуговых печей – 42% (4,4 млн.т., на 5% больше, чем в 2006 г.).

Выпуск листового проката достиг 8 млн.т. (на 4% больше, чем в 2006г.), из них на полосу приходилось 39% (3,089 млн.т.). Производство стальных труб составило 414 тыс.т., холоднокатаного проката – 401 тыс. В группе холодной переработки в 2007г. по сравнению с 2006г. было зафиксировано снижение выпуска листовой и ленточной стали на 3%, а также оцинкованного листа – на 14%. В результате модернизации и расширения производства листовой и ленточной стали с гальваническим покрытием было выпущено на 56% больше, чем в 2006г.

На внутренний рынок страны в 2007г. было поставлено 12 млн.т. продукции черной металлургии (на 12% больше, чем в 2006г.), из них на лист приходился 51%.

Польский импорт черных металлов достиг в 2007г. 8 млн.т. (на 24% больше, чем в 2006г.), а экспорт – 5 млн. (на 22% больше, чем в 2006г.). При этом в 2007г. по сравнению с 2006г. рост доходов предприятий отрасли увеличился на 20%, а чистая прибыль – на 30%, а число занятых в металлургической промышленности уменьшилось до 28 тыс. (в 2006г. – 30 тыс.).

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) 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. 2005г. Polska Platforma Technologiczna Stall (PPTS), членами которой являются металлургические заводы, научные организации и другие объединения, действующие в интересах развития польской металлургии (всего 41 организация). В 2008–09гг. руководство PPTS планирует сформировать Наблюдательный комитет в количестве 12 чел. и поручить НИИ черной металлургии Польши (г. Гливице) функции отраслевого координатора.[4]

						22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			76

5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

В настоящее время наиболее распространенными видами футеровок являются: наборная (кирпичная шамотная) футеровка; набивная/заливная футеровка; футеровка в виде единого тигель/сегментная футеровка.

Кирпичная футеровка является широко применяемой традиционной футеровкой, но обладает целым рядом недостатков:

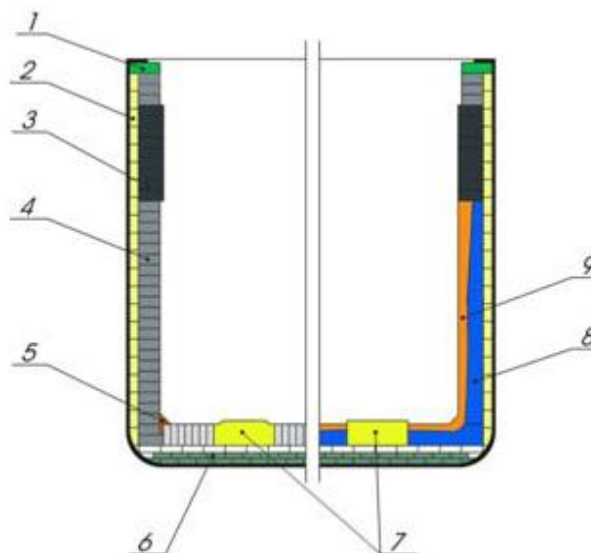
- необходимость частой смены футеровки (стойкость 10-15 плавов);
- трудоемкость процесса футеровки;
- долгий процесс сушки и монтажа.

Исходя из этого, взамен кирпичной футеровки были разработаны набивные, заливные, сегментные футеровки и футеровки в виде единого тигеля.

Технология выполнения заливной футеровки включает в себя установку в ковш специального шаблона с дальнейшей закладкой массы в шаблон, которая под действием силы тяжести и вибрации заполняет форму. После затвердевания материала шаблон удаляется и происходит сушка по температурному режиму. Для изготовления массы используются смесители интенсивного действия, в которых происходит затворение сухой огнеупорной смеси питьевой водой и дальнейшее их перемешивание до получения однородной массы необходимой консистенции.

Преимущества набивной футеровки по сравнению с кирпичной шамотной футеровкой:

- снижение времени подготовки ковша;
- увеличение стойкости футеровки в 2 и более раза;
- повышение технологичности подготовки ковша к эксплуатации.



Общая схема футеровки сталеразливочных ковшей агрегатов «ковш-печь»
а - кирпичная футеровка; б - набивная футеровка стен и дна ковша; 1 - шлаковый пояс; 2 - кирпичная футеровка стен ковша; 3 - теплоизоляционный слой; 4 - заливная футеровка стен ковша; 5 - продувочный узел; 6 - стакан; 7 - дно ковша кирпичное; 8 - дно ковша заливное.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Лист

77

Основным преимуществом наливных футеровок принято считать высокую степень автоматизации процесса их изготовления с последующей подготовкой ковшей к эксплуатации, а также возможность периодического ремонта футеровки путем ее подливки после каждых 40...70 плавов [18]. Однако как показывает практика, использование ковшей с наливными футеровками требует оснащения участка подготовки ковшей специальным оборудованием: смесителями для подготовки неформованных огнеупоров с точной дозировкой воды; шаблоном для формирования внутренней поверхности футеровки; виброустановками для уплотнения бетона; сушильными агрегатами для длительной (в течение нескольких суток) термообработки футеровки по заданному режиму. Кроме того, на участке должна поддерживаться плюсовая температура в зимнее время

По существу, ведущие производители огнеупоров (а их насчитывается в мире более двух десятков) для сталеплавильной технологии располагают весьма широкими возможностями в части получения огнеупорных изделий с различными эксплуатационными параметрами, что позволяет реализовать принцип равномерности различных зон ковша. Этот принцип достигается как за счет варьирования номенклатуры (химического состава и механических свойств) изделий, так и за счет разной толщины футеровки в зависимости от скорости износа. На практике это означает, что при выборе огнеупоров первоначально определяется (задается) стойкость наиболее изнашиваемых элементов, стойкость которых определяет эксплуатационные показатели работы ковша в целом. Как показали исследования, такими элементами являются шлаковый пояс и продувочный узел. В настоящее время представляется возможным и экономически целесообразным обеспечивать соотношение стойкости футеровки ковша к стойкости шлакового пояса либо 2:1, либо 1:1.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
						78
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

6.1 Общие требования охраны труда

Охрана труда – система сохранения жизни и здоровья работников в процессе трудовой деятельности, включающая в себя правовые, социально-экономические, организационно-технические, санитарно-гигиенические, лечебно-профилактические, реабилитационные и иные мероприятия.

Задачи предприятия по охране труда.

Обязанности по обеспечению безопасных условий и охраны труда возлагаются на работодателя.

Работодатель обязан обеспечить:

- безопасность работников при эксплуатации зданий, сооружений, оборудования, осуществлении технологических процессов, а также применяемых в производстве инструментов, сырья и материалов;

- применение сертифицированных средств индивидуальной и коллективной защиты работников;

- соответствующие требованиям охраны труда условия труда на каждом рабочем месте;

- режим труда и отдыха работников в соответствии с трудовым законодательством и иными нормативными правовыми актами, содержащими нормы трудового права;

- приобретение и выдачу за счет собственных средств сертифицированных специальной одежды, специальной обуви и других средств индивидуальной защиты,

- смывающих и обезвреживающих средств в соответствии с установленными нормами работникам, занятым на работах с вредными и (или) опасными условиями труда, а также на работах, выполняемых в особых температурных условиях или связанных с загрязнением;

- обучение безопасным методам и приемам выполнения работ и оказанию первой помощи пострадавшим на производстве, проведение инструктажа по охране труда, стажировки на рабочем месте и проверки знания требований охраны труда;

- недопущение к работе лиц, не прошедших в установленном порядке обучение и инструктаж по охране труда, стажировку и проверку знаний требований охраны труда.

6.2 Анализ опасных производственных факторов

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

										Лист
										79
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					

К опасным производственным факторам на анализируемом участке работы относятся:

–подвижные части оборудования, вращающиеся и перемещающиеся механизмы;

–электрический ток;

–раскаленные элементы агрегатов и оборудования, а также металл в расплавленном состоянии.

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

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

Подъемно-транспортное оборудование для перемещения грузов в цехе представлено рольгангами, поперечными и продольными транспортерами с цепными шлепперами, передаточными тележками и мостовыми кранами. При эксплуатации этого оборудования возможно травмирование персонала движущимися частями, падающим грузом, электрическим током. Серьезная опасность возникает при обрыве несущих органов (канатов, тросов).

Все части подъемно-транспортного оборудования, представляющие опасность при эксплуатации, надежно ограждены.

6.3 Анализ вредных производственных факторов

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

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

–запыленность воздуха рабочей зоны;

–загазованность воздуха рабочей зоны;

–производственный шум и вибрация;

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

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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		80

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

Основное коллективное средство защиты от данного вредного производственного фактора – система пылеулавливания и отведения выделяющихся газов, а также изоляция человека от источника пыли посредством автоматизации, механизации и дистанционного управления процессами.

Индивидуальные средства защиты от пыли (респираторы, очки, местная вытяжная вентиляция), как правило, применяются при ремонтах, техническом осмотре оборудования и разгрузочных работах. Все пульты управления представляют собой изолированные кабины, где имеется местная вентиляция.

6.4 Вибрация в производственном помещении, ее влияние на деятельность человека

Длительное воздействие вибрации высоких уровней на организм человека приводит к развитию преждевременного утомления, снижению производительности труда, росту заболеваемости и нередко к возникновению профессиональной патологии - вибрационной болезни.

Вибрация - это механическое колебательное движение системы с упругими связями.

Вибрацию по способу передачи на человека (в зависимости от характера контакта с источниками вибрации) условно подразделяют на:

местную (локальную), передающуюся на руки работающего, и общую, передающуюся через опорные поверхности на тело человека в положении сидя (ягодицы) или стоя (подошвы ног). Общая вибрация в практике гигиенического нормирования обозначается как вибрация рабочих мест. В производственных условиях нередко имеет место сочетанное действие местной и общей вибрации.

Производственная вибрация по своим физическим характеристикам имеет довольно сложную классификацию.

По характеру спектра вибрация подразделяется на узкополосную и широкополосную; по частотному составу - на низкочастотную с преобладанием максимальных уровней в октавных полосах 8 и 16 Гц, среднечастотную - 31,5 и 63 Гц, высокочастотную - 125, 250, 500, 1000 Гц для локальной вибрации; для вибрации рабочих мест - соответственно 1 и 4 Гц, 8 и 16 Гц, 31,5 и 63 Гц.

По временным характеристикам рассматривают вибрацию: постоянную, для которой величина виброскорости изменяется не более чем в 2 раза (на 6 дБ) за время наблюдения не менее 1 мин; непостоянную, для которой величина виброскорости изменяется не менее чем в 2 раза (на 6 дБ) за время наблюдения не менее 1 мин.

Локальная вибрация также имеет место при точильных, наждачных, шлифовальных, полировальных работах, выполняемых на стационарных станках с ручной подачей изделий; при работе ручными инструментами без двигателей, например, рихтовочные работы.

Основными нормативными правовыми актами, регламентирующими параметры производственных вибраций, являются: "Санитарные нормы и правила при работе с машинами и оборудованием, создающими локальную вибрацию, передающуюся на руки работающих" № 3041 -84 и "Санитарные нормы вибрации рабочих мест" № 3044-84.

Снижение неблагоприятного действия вибрации ручных механизированных инструментов на оператора достигается путем технических решений: уменьшением интенсивности вибрации непосредственно в источнике (за счет конструктивных усовершенствований);

средствами внешней виброзащиты, которые представляют собой упругодемпфирующие материалы и устройства, размещенные между источником вибрации и руками человека-оператора.

В комплексе мероприятий важная роль отводится разработке и внедрению научно обоснованных режимов труда и отдыха. Например, суммарное время контакта с вибрацией не должно превышать 2/3 продолжительности рабочей смены; рекомендуется устанавливать 2 регламентируемых перерыва для активного отдыха, проведения физиопрофилактических процедур, производственной гимнастики по специальному комплексу.

Таблица 2 - Измерение производственной вибрации

Характер и вид вибрации	Эквивалентный скорректированный уровень виброускорения, дБ/раз		Превышение ПДУ	Класс условий труда	
	ПДУ	Фактическое значение			
Локальная	126		Нет	-	
Общая (для технологической вибрации категории 3а)	X/Y	100	88	-	2
	Z	100	91	-	2

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В дипломном проекте приведён химический состав и рассмотрены особенности стали 16ГС. 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
									83
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 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. ПАО «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.
- 10 Спишевский Н.Т. Подшипники качения – М.: Машиностроение, 2003.- 616с.
- 11 Атлас дефектов стали. Пер. с нем. М.: Металлургия, 1979.-122 с.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		84