

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования

«Южно-Уральский государственный университет
(национальный исследовательский университет)»
Институт открытого и дистанционного образования
Кафедра Техники, технологии и строительства

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ

Заведующий кафедрой

к.т.н., доцент

_____ К.М.Виноградов

_____ 2020г.

Особенности технологии производства стали марки 16ГС
в электродуговой сталеплавильной печи

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ – 22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР

Консультант

Расчетная часть

доцент, к.т.н

_____ С.А.Меденков

_____ 2020г.

Руководитель проекта

доцент, к.х.н

_____ А.В. Мохова

_____ 2020г.

Автор проекта

студент группы ДО-513

_____ В.В. Стрюков

_____ 2020г.

Нормоконтролер

преподаватель

_____ О.С.Микерина

_____ 2020г.

Челябинск 2020

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ	6
1.1 Описание стали 16ГС	6
1.2 Назначение выплавляемой стали 16ГС	7
1.3 Технологическая схема производства стали 16ГС	7
1.4 Выбор оборудования для выплавки	17
1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки	21
1.6 Контроль качества продукции	24
2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ	25
2.1 Материальный баланс плавки	25
2.2 Расчет теплового баланса	65
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА	74
3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства	74
3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения	75
3.3 Продольные и поперечные трещины	79
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ	82
5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА	83
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ	87
6.1 Общие требования охраны труда	87
6.2 Анализ опасных производственных факторов	88
6.3 Анализ вредных производственных факторов	89
6.4 Сталеплавильная печь как источник загрязняющих веществ	89
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	96
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	97

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		3

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы.

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.

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		4

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.

Целью выпускной квалификационной работы стала разработка технологии получения непрерывнолитого сляба и изучение марки стали 16ГС в условиях ЭСПЦ-2 ПАО «Ашинский метзавод». Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие задачи:

- изучение и описание марки стали 16ГС;
- изучение существующей технологии производства стали на ПАО «АМЗ»;
- расчет материального и теплового баланса выбранного электросталеплавильного агрегата;
- изучение возможных дефектов конечного продукта производства;
- определение возможных направлений модернизации производства.

Объект работы – процесс производства стали марки 16ГС.

Предмет работы – сталь марки 16ГС.

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
						5
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Описание стали 16ГС

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

Химический состав стали Сталь 16ГС (ГОСТ 19282 - 73) приведен в таблице 1.

Таблица 1– Химический состав стали марки 16ГС (ГОСТ 19282-73) (в процентах)

Кремний (Si)	0,4-0,7
Марганец (Mn)	0,9-1,2
Медь (Cu), не более	0,30
Мышьяк (As), не более	0,08
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	0,30
Азот (N), не более	0,008

Конструкционные низколегированные кремнемарганцовистые стали для сварных конструкций и конструкций ответственного назначения, в заказе устанавливают марку стали и требования к свариваемости.

Механические свойства стали марки Сталь 16ГС представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Механические свойства стали марки Сталь 16ГС

Термообработка, состояние поставки	σ_B , МПа	$\sigma_{0,2}$, МПа	δ_5 , %
Листы и полосы (образцы поперечные)	450-490	275-325	21
Листы горячекатаные	400	-	17

Механические свойства стали марки Сталь 16ГС при повышенных температурах приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Механические свойства стали марки Сталь 16ГС при повышенных температурах

t испытания, °С	$\sigma_{0,2}$, МПа	σ_B , МПа	δ , %
200	230	420	52
300	225	450	48
400	215	410	64

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		6

Разделение таблицы 3 – Механические свойства стали марки Сталь 16ГС при повышенных температурах

500	175	305	68
550	135	225	68

Технологические свойства стали марки Сталь 16ГС приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Технологические свойства стали марки Сталь 16ГС

Свариваемость	Без ограничений
Флокеночувствительность	Не чувствительна
Склонность к отпускной хрупкости	Не склонна

1.2 Назначение выплавляемой стали 16ГС

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. Элементы сварных металлоконструкций, работающие при температуре -70 °С.

Сортамент стали 16ГС:

- лист толстый ГОСТ 19282-73, ГОСТ 5520-79 , ГОСТ 19903-74.
- лист тонкий ГОСТ 17066-94 , ГОСТ 19903-74, ГОСТ 19904-90.
- полоса ГОСТ 82-70.

Технологическая схема производства стали 16ГС

Технология производства стали на ОАО «АМЗ» 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.

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		7

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 среднетемпературной температуры 150–200°C. В этой зоне лом освобождается от остатков снега, льда и частично происходит испарение влаги.

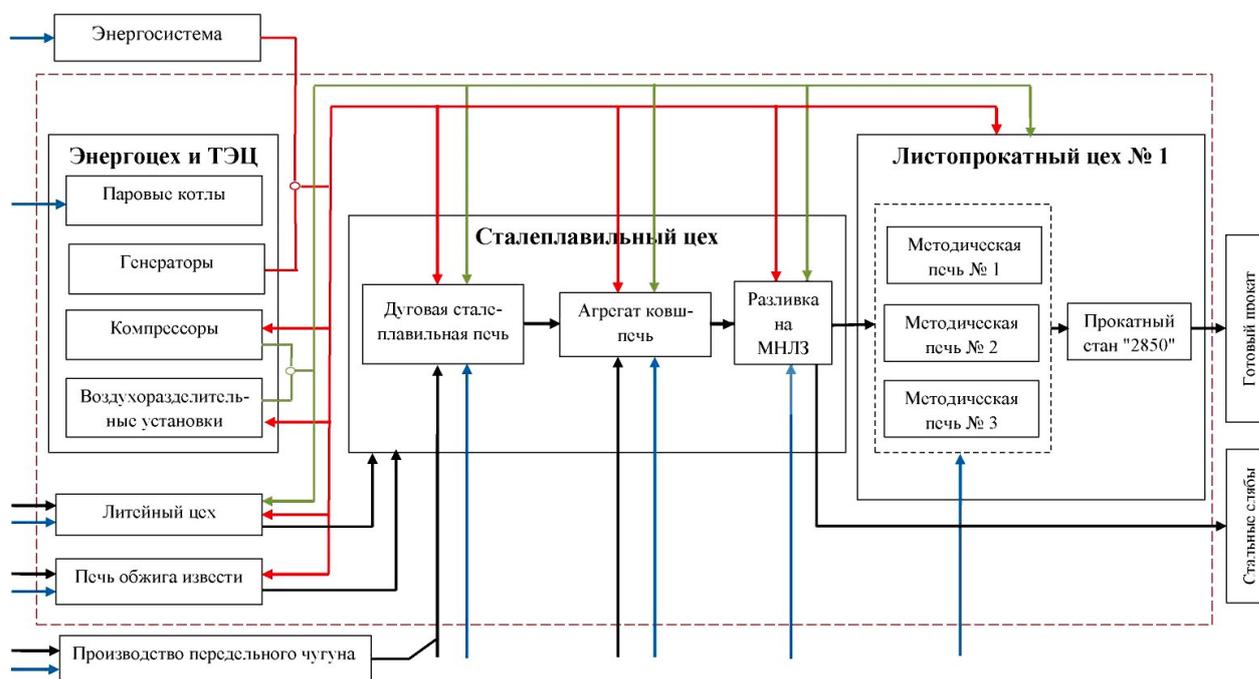


Рисунок 1 – технология выплавки стали на ОАО «АМЗ»

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°C.

Режим вспененного шлака поддерживается в течение всей плавки, что обеспечивает защиту футеровки и стеновых панелей от теплового излучения электрических дуг. Кроме того, постоянное экранирование дуг обеспечивает более полное усвоение мощности и предотвращает насыщение стали азотом.

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

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

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

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

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

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.

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		9

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 сталеvoзе.

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.

Технологическая карта выплавки

При назначении марки стали на выплавку необходимо:

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

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

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

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

Рекомендуется сталь выплавлять в суженных пределах заданного химического состава.

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

Период плавления

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

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		10

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

С целью удаления печного шлака, ковш с полупродуктом сначала устанавливается 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 устанавливается очищенный от шлака ковш с металлом на сталевоз АКП. Установка ковша с металлом на стенд наклона МСШ и установка ковша на сталевоз под обработку на АКП осуществляется с помощью крана.

Перед пуском АКП сталевар производит стыковку аргонопровода с ковшом для донной продувки, устанавливает сталевоз с ковшом в положение «под крышкой», опускает свод на ковш, состыковав газопровод с газоотводящим патрубком свода, создает разрежение в газопроводе до начала обработки стали и устанавливает рабочий расход аргона для продувки стали (визуально по «пятну» продувки не более 0,5м).

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

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

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

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

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

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

Применение непрерывной разливки стали

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

Таблица 6 – Технические данные слябовой МНЛЗ

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		14

Продолжительность подготовительного времени зависит от скорости разливки и составляет около 65 минут.

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

1.4 Выбор оборудования для выплавки

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

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

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

Основными задачами этой технологии являются:

1. Улучшение технико-экономических показателей работы печи вследствие уменьшения времени отключений и потребления электроэнергии;
2. Сокращение объема технического обслуживания за счет уменьшения числа операций механического, гидравлического и электрического оборудования;
3. Уменьшения неблагоприятного воздействия на окружающую среду при сокращении числа отверстий в своде печи;
4. Повышение безопасности операторов при отсутствии брызг стали;
5. Сокращение числа операций в сталеплавильном цехе при уменьшении количества электромостовых кранов и сталевозов.

Сущность процесса состоит в том, что скрап через конвейерный туннель непрерывно загружается в дуговую сталеплавильную печь (ДСП) через специальное загрузочное окно в кожухе печи.

Навстречу движению скрапа через окно в туннель идет поток горячих печных газов, которые нагревают скрап перед загрузкой в ДСП. Конвейерная система соединяет скрапной двор с ДСП.

Основные технические характеристики оборудования ДСП представлены в таблице 7.

Таблица 7 – Общие характеристики агрегата

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		17

Тип печи	переменного тока с полной платформой
Система загрузки скрапа	система непрерывной загрузки - CONSTEEL®
Тип выпуска жидкого металла	эркерный
Сталь на выпуске	120 т
Зеркало расплавленного металла	50 т
Диаметр кожуха	6800 мм
Внутренний диаметр панелей	6900 мм
Тип панелей	стальные и медные (нижние) трубы
Угол выпуска	20°
Угол спуска шлака	-15°
Емкость печи	144,5 м ³
Продолжение таблицы 7	
Тип электродных консолей	проводные
Круговой диаметр электродов	1250 мм
Диаметр электрода	610 мм
Длина электрода	2700 мм
Емкость корзины для лома	85 м ³

Таблица 8 – Технические характеристики наклонной платформы

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

Таблица 9 – Технические характеристики централизованной системы смазки

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

Загрузочный конвейер ДСП «CONSTEEL»

Установка подогрева и непрерывной загрузки в электродуговую печь по технологии «Consteel» представлена на рисунке 3.

производительность и гибкость производства; снижение отрицательного влияния на окружающую среду и безопасность для персонала.

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

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

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

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

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

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

Таблица 10 – 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

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

1.5 Сырьевые материалы, необходимые 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 свежееобожженную с размером кусков 20 – 80 мм. Транспортировка извести в электросталеплавильные цехи должна производиться в плотно закрытых контейнерах, исключая попадание влаги.

Для контроля качества извести с каждого вагона не позже, чем через 30 мин. после постановки в цех, должна быть отобрана проба массой не менее 0,5 кг и отправлена в плотно закрытой банке в химлабораторию на анализ содержания CaO, CO₂ и H₂O. Содержание CaO должно быть не менее 88 %, CO₂ – не более 4 %, H₂O – не более 1,5 %.

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

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

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

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		21

Шихтовые материалы перед использованием на плавку должны быть взвешены.

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

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

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

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

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

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

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

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

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. На раскалённую подину укладывается при загрузке холодная шихта; подина испытывает резкие температурные колебания, удары и давление.

Поэтому она должна иметь необходимую механическую прочность при температуре (800 — 1000)°С.

При перемешивании жидкой ванны подина подвергается размывающему действию расплавленной стали.

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

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

– внутреннего набивного, необходимого для того, чтобы образовать ванну со стенками, непроницаемыми для жидкого металла;

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		22

Продолжение таблицы 11 – Основные огнеупорные материалы ДСП

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

1.6 Контроль качества продукции

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

При ручном способе:

- замер температуры металла выполнять разовыми термопарами марки «Superterp» тип В длина 1200;
- отбор проб металла производить пробоотборниками марки ПН-А-12-1200.

При помощи автоматического манипулятора «MORE»:

- отбор проб металла + замер температуры производить пробоотборниками марки «СЕТ»;
- замер температуры металла выполнять разовыми термопарами марки «Superterp».

Ответственные сталевар и подручный сталевара. Первый замер температуры и отбор пробы на химический анализ производить после окончания загрузки (100%) металлошихты. В процессе рафинирования производить дополнительно 1–2

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		24

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. Пробы металла на химический анализ после отбора и охлаждения подручный или сталевар передает по пневмопочте в лабораторию экспресс-анализа и сообщает лаборанту № плавки и № пробы. Выпуск металла осуществлять только при получении удовлетворительных результатах химического анализа последней пробы.

2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

2.1 Материальный баланс плавки

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:

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

Нормирование технологического процесса

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

Технически обоснованной нормой времени называют время выполнения технологической операции в определённых организационно – технических условиях, наиболее благоприятных для данного типа производства.

На основе технически обоснованных норм времени устанавливают расценки, определяют производительность труда, осуществляют планирование производства и т.п. [3]

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		25

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:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

$$\frac{2400 \cdot 5}{100} = 120,000 \quad \text{кг CO}_2.$$

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

Примерный расход магнетитового порошка на заправку печи определяем по формулам:

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

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

где m_0 – масса садки печи, кг.

Расход магнетитового порошка равен (6):

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

Тогда магнетит внесет в шлак, кг (4):

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

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

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

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		29

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

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

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

Количество кислорода необходимого для окисления углерода составит:

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

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

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

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

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

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

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

д) Поступление оксидов в шлак из металла, кг:

SiO₂ – 964,28;

MnO – 722,91;

Cr₂O₃ – 43,84;

TiO₂ – 16,66;

Al₂O₃ – 56,66;

FeO – 2508,17;

е) Расчет составляющих, поступивших в шлак из агломерата.

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

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

$$\frac{(96836,75 + 3,8736) \cdot 6}{100} = 5810,4 \text{ кг},$$

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		31

где $(96836,75 + 3,8736)$ – масса металла с учетом содержания кислорода, кг; шлак составляет 6% от массы металла.

Определяем количество FeO в шлаке:

$$\frac{5810,4 \cdot 15,1}{100} = 877,37 \text{ кг.}$$

Это количество вносится известью, футеровкой, оксидами из металлической ванны и рудой. Известью, футеровкой и оксидами из металлической ванны в шлак внесено $10,170 + 15,525 + 501,63 = 527,325$ кг FeO. Тогда руда внесет $877,37 - 527,325 = 350,045$ кг FeO.

На образование такого количества FeO потребуется:

$$\text{железа (1) } \frac{350,045 \cdot 756}{72} = 272,25 \text{ кг и кислорода (2) } 350,045 - 272,25 = 77,79 \text{ кг.}$$

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

- 1) на окисление углерода – 160;
- 2) на окисление кремния – 514,28;
- 3) на окисление марганца – 162,91;
- 4) на окисление хрома – 13,84;
- 5) на окисление титана – 6,66;
- 6) на окисление алюминия – 56,66;
- 7) на окисление железа – 557,37;
- 8) на окисление электродов – 772,2;
- 9) на насыщение металла – 3,87;
- 10) на образование FeO – 77,79.

Всего: 2325,56.

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 ($24,630 = \pi \cdot 5,6^2 / 4$ – общая суммарная поверхность ванны на уровне откосов, м²). Следовательно, с железной рудой и газообразным кислородом необходимо внести кислорода $2325,56 - 328,401 = 1997,179$ кг.

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

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		32

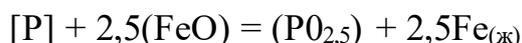
Всего	1415,246	2080,39	578,32	877,37	50,07	365,351	790,09	16,66	13,215	8,65	6195,362
Всего, %	22,843	33,58	9,335	14,162	0,81	5,89	12,75	0,27	0,213	0,14	100

Таблица 20 – 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	600	—	0	120	480	0,474
O	—	3,87	—	—	3,87	0,004
Si	450	—	450	0	0	0
Mn	800	—	448	112	240	0,237
P	20	—	—	—	20	0,0197
S	20	—	0	0	20	0,0197
Cr	150	—	24	6	120	0,118
Ni	150	—	0	2,25	147,75	0,146
Ti	10	—	10	0	0	0
W	30	—	0	0	30	0,029
Al	30	—	30	0	0	0
Mo	30	—	0	0	30	0,029
Cu	150	—	0	0	150	0,148
V	10	—	0	0	10	0,009
Fe	97540	4219,5	390,16	1560,6	99808,	98,76
Всего	100000	4133,4	1352,1	1800,8	101060	100

Окислительная дефосфорация при выплавке стали

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



По экспериментальным данным получено уравнение:

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

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

Выразим состав шлака в мольных (x_{RO}) или в ионных (x_R) долях. Для этого предварительно вычислим число молей оксидов n_{RO} и число катионов n_R , в 100 г шлака (таблица 21):

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

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 21 – Состав шлака дефосфорации

Состав шлака	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	MgO	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	TiO ₂	PO _{2,5}	Σ
M _{RO}	56	60	71	72	40	102	152	80	71	—
n _{RO}	0,599	0,38	0,131	0,196	0,318	0,009	0,005	0,003	0,003	1,644
X _{RO}	0,364	0,231	0,080	0,129	0,193	0,005	0,003	0,002	0,002	1,000
n _{R+}	0,631	0,229	0,079	0,118	0,192	0,011	0,006	0,002	0,002	1,000
X _{R+}	0,599	0,380	0,131	0,196	0,318	0,018	0,010	0,003	0,003	1,658

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

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

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

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

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

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

$$\lg f_P = e_P^C \cdot [C] + e_P^O \cdot [O] + e_P^{Si} \cdot [Si] - e_P^{Mn} \cdot [Mn] + e_P^P \cdot [P] + e_P^S \cdot [S] - e_P^{Cr} \cdot [Cr] - e_P^{Ni} \cdot [Ni] + e_P^{Ti} \cdot [Ti] - e_P^W \cdot [W] + e_P^{Al} \cdot [Al] - e_P^{Mo} \cdot [Mo] - e_P^{Cu} \cdot [Cu] - e_P^V \cdot [V] = 0,13 \cdot 0,474 + 0,13 \cdot 0,004 - 0,032 \cdot 0,237 + 0,062 \cdot 0,0197 + 0,028 \cdot 0,0197 - 0,044 \cdot 0,118 - 0,0059 \cdot 0,146 - 0,023 \cdot 0,029 - 0,017 \cdot 0,029 - 0,035 \cdot 0,148 - 0,042 \cdot 0,009 = 0,0355;$$

$$f_P = 1,085.$$

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

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

где μ_P – атомная масса фосфора,

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

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

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

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

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

$$[P_K] = \frac{100 \cdot 0,0197 + \frac{6195,362}{101060,419} \cdot 100 \cdot 0,213 \cdot \frac{31}{71}}{100 + \frac{6195,362}{101060,419} \cdot 100 \cdot 20,52} = 0,0112.$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции:

$$\frac{101060,419 - x}{20 - x} = \frac{100}{0,0112},$$

где x – искомая величина, кг; $101125,386 - x$ – масса металла с учетом окисления фосфора, кг; $16 - x$ – масса фосфора в металле с учетом окисления фосфора, кг; $0,011$ – содержание фосфора в металле, %;

$$x = 8,68 \text{ кг.}$$

При этом образуется P_2O_5 (1) $\frac{8,68 \cdot 142}{62} = 19,88$ кг.

На окисление фосфора потребуется кислорода (2) $19,88 - 8,68 = 11,2$ кг.

На окисление фосфора потребуется руды (8) $\frac{11,2 \cdot 100}{27,7} = 40,43$ кг.

Руда, кроме кислорода, вносит железа (9) $\frac{40,43 \cdot 62,3}{100} = 25,187$ кг.

						Лист
					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	36
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Все железо перейдет в металл.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{40,43 \cdot 0,10}{100} = 0,04;$$

$$MgO = \frac{40,43 \cdot 0,30}{100} = 0,121;$$

$$SiO_2 = \frac{40,43 \cdot 5,25}{100} = 2,122;$$

$$P_2O_5 = \frac{40,43 \cdot 0,15}{100} = 0,06;$$

$$Al_2O_3 = \frac{40,43 \cdot 4,10}{100} = 1,65;$$

$$S = \frac{40,43 \cdot 0,10}{100} = 0,04;$$

Таблица 22–Количество и состав печного шлага в конце периода плавления,кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Известь	43,2	2064	—	—	—	—	144	—	2,4	1,44	2255,04
Футеровка ванны	16,95	5,65	—	10,17	—	5,65	525,46	—	—	—	563,88
Футеровка стен и	9,75	3	—	15,525	15	6	99	—	—	—	148,275
Электрод	2,54	0,531	—	—	—	1,43	—	—	—	—	4,501
Оксиды из металлической ванны	964,28	—	578,32	501,63	35,07	56,66	—	16,66	19,88	—	2172,5
Руда	380,64	7,25	—	350,04	—	297,26	21,751	—	10,8	7,25	1075,08
Всего	1417,36	2080,43	578,32	877,37	50,07	367,001	790,211	16,66	33,16	8,69	6219,217
Всего,	22,79	33,451	9,299	14,107	0,806	5,901	12,706	0,268	0,533	0,139	100

Массовый и процентный состав металла (по расплавлению шихты) представлен в таблице 23.

Таблица 23 – Баланс металла периода плавления, кг

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		37

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	600	—	—	120	480	0,4748
O	—	3,887	—	—	3,87	0,0038

Продолжение таблицы 23 – Баланс металла периода плавления, кг

Si	450	—	450	—	0	0
Mn	800	—	448	112	240	0,2374
P	20	—	8,68	—	11,32	0,01119
S	20	—	—	—	20	0,0197
Cr	150	—	24	6	120	0,1184
Ni	150	—	0	2,25	147,75	0,1461
Ti	10	—	10	0	0	0
W	30	—	0	0	30	0,0296
Al	30	—	30	0	0	0
Mo	30	—	0	0	30	0,0296
Cu	150	—	0	0	150	0,1484
V	10	—	0	0	10	0,0098
Fe	97540	4244,786	390,16	1560,64	99863,986	98,770
Всего	100000	4248,566	1360	1800,89	101076,836	100

Определение количества и состава газов в период плавления

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

Объём кислорода в воздухе:

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

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

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

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

Объём и масса воздуха:

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

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

						Лист
					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	38
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Определим количество влаги, вносимой воздухом из следующих условий:

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

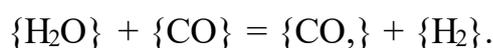
Влажность атмосферного воздуха:

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

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

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

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции:



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

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

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

Для этого необходима окись углерода в количестве:

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

Суммарный материальный баланс периода плавления

Израсходовано, кг:

а) шихты — 100 000,000, из нее:

отходы Б — 76 — 100 000,000,

б) шлакообразующих — 2400,000, в том числе извести — 2400,000;

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

1) магнезита — 565,015,

2) магнезитохромита — 150,000;

г) электродов — 450,000;

д) руды — 7250,75, в том числе:

1) на окисление — 7210,032,

2) на дефосфорацию — 40,43;

е) воздуха — 1443,322, в том числе:

										Лист
										39
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР					

- 1) кислорода — 328,401,
 - 2) азота — 1099,430,
 - 3) влаги — 15,491.
- Всего: 112259,087.

Получено, кг:

- а) металла — 101 076,836;
 - б) шлака — 6219,217;
 - в) пыли — 2162,13, в том числе:
 - 1) MnO — 144,59,
 - 2) Cr₂O₃ — 8,76,
 - 3) Ni — 2,25,
 - 4) FeO — 2006,53;
 - г) газов — 2732,6, в том числе:
 - 1) CO — 983,553 (от окисления металла и электродов с учетом догорания до CO₂),
 - 2) CO₂ — 647,916 (от прокаливания извести и окисления электродов с учетом догорания CO),
 - 3) N₂ — 1099,430,
 - 4) H₂ — 1,721.
- Всего: 112 190,783.

Невязка — $112259,087 - 112190,783 = 68,304$ кг или $\frac{68304}{112259,087} \cdot 100 = 0,06\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

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 3 (таблица 24).

Таблица 24 – 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	431,16	0	163,2	0	0	19,2	0	0	0	0	0	0	0	1497,5
В шлак	0	0	130,5	0	0	18,24	0	0	0	0	0	0	0	449,25
В улет	431,16	0	36,64	0	0	0,96	0	0	0	0	0	0	0	1048,25

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР					Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						40

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла в конце окислительного периода представлен в таблице 25.

Таблица 25 – Химический состав металла в конце окислительного периода , кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C**	480	431,6	48	0,2489
Si	0	0	0	0
Mn	240	163,2	76,8	0,0776
P	11,32	0	11,32	0,0114
S	20	0	20	0,0202
Cr	120	19,2	100,8	0,1018
Ni	147,75	0	147,75	0,149
Ti	0	0	0	0
W	30	0	30	0,0303
Mo	30	0	30	0,0303
V	10	0	10	0,0101
Cu	150	0	150	0,151
Al	0	0	0	0
Fe	99836,986	1497,5	98336,486	99,368
Всего	101073,056	2111,5	98951,55	100,000

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

** Для гарантированного получения заданного состава стали необходимо получить в конце обезуглероживания содержание углерода в металле 0,34%. Тогда массу окислившегося углерода определяем по пропорции:

$$\frac{101073,056 - m_{\Delta C}}{480 - m_{\Delta C}} = \frac{100}{0,1},$$

где $m_{\Delta C}$ – искомая величина; $101073,056 - m_{\Delta C}$ – масса металла с учетом угара углерода; $480,000 - m_{\Delta C}$ – масса углерода с учетом его окисления,

$$m_{\Delta C} = 379,3 \text{ кг.}$$

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

$$\frac{379,3 \cdot 28}{12} = 885 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода (2) $885 - 379,3 = 505,7$ кг.

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

										Лист
										41
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР					

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

$$\text{Образуется MnO (1)} \quad \frac{163,2 \cdot 71}{55} = 210,67 \quad \text{кг.}$$

$$\text{Испарится MnO} \quad 210,67 \cdot \frac{20}{100} = 42,134 \quad \text{кг,}$$

$$\text{из них} \quad 163,2 \cdot \frac{20}{100} = 32,64 \quad \text{кг Mn.}$$

Перейдет MnO в шлак $210,67 - 42,134 = 168,536$ кг,

из них $163,2 - 32,64 = 130,56$ кг Mn.

Потребуется кислорода для окисления всего марганца (2)

$$210,67 - 163,2 = 47,47 \quad \text{кг.}$$

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

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

$$\text{Хром. Образуется оксида хрома Cr}_2\text{O}_3 \text{ (1)} \quad \frac{19,2 \cdot 152}{104} = 28,06 \quad \text{кг.}$$

$$\text{Испарится} \quad 28,06 \cdot \frac{5}{100} = 1,403 \quad \text{кг Cr}_2\text{O}_3,$$

$$\text{из них} \quad 19,2 \cdot \frac{5}{100} = 0,96 \quad \text{кг Cr.}$$

Перейдет в шлак $28,06 - 1,403 = 26,657$ кг Cr₂O₃,

из них $19,2 - 0,96 = 18,24$ кг Cr.

Потребуется кислорода для окисления всего хрома (2)

$$28,06 - 19,2 = 8,86 \quad \text{кг.}$$

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

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

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		42

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)

$$\frac{1497,5 \cdot 72}{56} = 1925,35 \text{ кг.}$$

$$\text{Испарится FeO} \quad 1925,35 \cdot \frac{70}{100} = 1347,745 \text{ кг,}$$

$$\text{из них} \quad 1497,5 \cdot \frac{70}{100} = 1048,25 \text{ кг Fe.}$$

Перейдет в шлак $1925,35 - 1347,745 = 577,605$ кг FeO,
из них $1497,5 - 1048,25 = 449,25$ кг Fe.

Потребуется кислорода для окисления всего железа (2)

$$1925,35 - 1497,5 = 427,85 \text{ кг.}$$

Металл. В конце окислительного периода в печи остается следующее количество металла (с учетом угаров элементов) – 98951,556 кг (см. таблицу 14), содержание углерода в металле составит 0,346% (см. таблицу 14).

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

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

$$\text{Содержание кислорода в металле (11)} \quad [O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,0489}{0,0489} = 0,071\%.$$

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

$$\frac{98961,556 + x}{x} = \frac{100}{0,071},$$

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		43

где x – искомая величина, кг; $98961,556 + x$ – масса металла с учетом содержания кислорода, кг; $0,016$ – содержание кислорода в металле, %,

$$x = 70,31 \text{ кг.}$$

В конце периода плавления в металле было $5,634$ кг кислорода, следовательно, на насыщение металла пошло $15,866 - 5,634 = 10,232$ кг.

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

1) на окисление углерода — $5105,7$;

2) на окисление марганца — $47,47$;

3) на окисление хрома — $8,86$;

4) на окисление железа — $427,85$;

5) на насыщение металла — $66,44$;

Всего — $1047,46$.

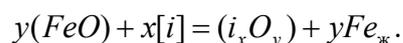
Из опыта известно, что примерно 30% элементов окисляются кислородом (FeO), а остальные 70% – газообразным кислородом, вдуваемым в жидкий металл. (FeO) идет на окисление углерода, марганца, хрома и на насыщение металла.

Следовательно (FeO) внесет:

$$(505,7 + 47,47 + 8,86 + 66,44) \cdot \frac{30}{100} = 188,541 \text{ кг кислорода,}$$

а газообразный кислород внесет $1047,46 - 188,541 = 858,919$ кг кислорода.

(FeO) окисляет по реакции:

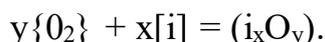


На это расходуется $\frac{188,541 \cdot 72}{16} = 848,43$ кг FeO , где $188,541$ – масса кислорода, вносимого FeO ; 72 и 16 – молекулярные массы FeO и O , соответственно.

При этом в металл переходит железо в количестве:

$$848,43 - 188,541 = 659,889 \text{ кг.}$$

Газообразный кислород окисляет по реакции:



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

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

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		44

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

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

Следовательно, кислородным инжектором необходимо внести кислорода:

$$858,919 - 164,201 = 694,718 \text{ кг.}$$

Определение количества и состава газов в окислительный период
Печная атмосфера. Общая масса кислорода, усвоенного из воздуха,

$$m_{O_2} = 164,201 \text{ кг.}$$

Объём кислорода в воздухе:

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

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

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

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

Объём и масса воздуха составит:

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

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

Влажность атмосферного воздуха:

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

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

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

При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

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

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

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45

Для этого необходима окись углерода в количестве:

$$m\{CO\} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{CO} = \frac{7,745}{18} \cdot 28 = 12,048 \text{ кг.}$$

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

$$\frac{694,718 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 734,96 \text{ кг,}$$

где 694,718 – необходимо внести кислорода с техническим кислородом, кг; 99,5 и 95 – содержание кислорода в техническом кислороде и его усвоение, %.

$$\text{Количество неусвоенного кислорода} - \frac{734,96 \cdot 5}{100} = 36,748 \text{ кг;}$$

$$\text{техническим кислород также вносит азот} - \frac{734,96 \cdot 0,5}{100} = 3,675 \text{ кг,}$$

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

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

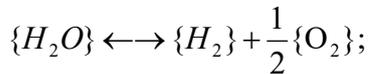
$$m\{CO_2\} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{38,526}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 105,948 \text{ кг.}$$

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

На основании полученных данных определяем количество и состав печного шлака в конце окислительного периода и составляем баланс металла окислительного периода (таблица 26, 27).

Таблица 26 – 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	1417,36	2080,345	578,32	877,37	50,07	367,001	790,211	16,66	33,155	8,69	6219,217
Оксиды из металлич. ванны	—	—	168,536	577,765	26,657	—	—	—	—	—	772,798



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

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

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

Равновесная концентрация водорода:

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

Предельное (стационарное) содержание водорода:

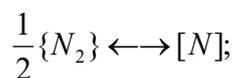
$$[H_{пред}] = [H_{равн}] \cdot \left(\frac{P_{O_2}^{ш-г}}{P_{O_2}^{ш-м}} \right)^{1/4} = 6,852 \cdot 10^{-6} \cdot \left(\frac{0,100}{3,745 \cdot 10^{-11}} \right)^{1/4} = 1,497 \cdot 10^{-3}\%.$$

Определяем содержание водорода в металле, используя пропорцию:

$$\frac{99744,055 + x}{x} = \frac{100}{1,497 \cdot 10^{-3}},$$

где x – искомая величина, кг; $99744,055+x$ – масса металла с учетом содержания водорода, кг; $1,497 \cdot 10^{-3}$ – содержание водорода в металле, %, $x=1,49$ кг.

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



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

При 1873 К $\lg K_N = -\frac{188}{T} - 1,25 = -1,350; \quad K_N = 4,463 \cdot 10^{-2}.$

Равновесная концентрация азота:

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

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		49

Cr	100,8	10,08	90,72	0,10106
Ni	147,75	14,775	132,975	0,14813
Ti	0	0	0	0
W	30	3	27	0,03008
Al	0	0	0	0

Продолжение таблицы 28 – Количество и состав металла в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

Mo	30	3	27	0,03008
Cu	150	15	135	0,15038
V	10	1	9	0,01003
Fe	98996,375	9899,6375	89096,7375	99,2504
Всего	99744,555	9974,4055	89769,6495	100

Таблица 29 – 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 окислго	1417,36	2080,43	746,856	606,545	76,727	367,001	790,211	16,66	33,155	8,69	6143,58
Осталось в ДСП	1403,18	2059,62	739,39	600,479	75,959	363,34	782,3	16,493	32,823	8,6	6082,179
Всего	14,18	20,81	7,466	6,066	0,768	3,661	7,911	0,167	0,332	0,09	61,284
Всего, %	23,14	33,96	12,18	9,89	1,25	5,97	12,9	0,272	0,541	0,146	100

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.

$$\text{Расход кокса на плавку: } \frac{89769,6495 \cdot 0,05}{1000} = 4,488 \text{ кг.}$$

$$\text{Кокс внесет углерода (4) } \frac{4,488 \cdot 86,09}{100} = 3,86 \text{ кг.}$$

Примем, что 10% углерода кокса усваивается металлом.

$$\text{Кокс внесет углерод в металл: } \frac{3,86 \cdot 10}{100} = 0,386 \text{ кг.}$$

Углерод на раскисление шлака: $3,86 - 0,386 = 3,474 \text{ кг.}$

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		51

$$\text{Образуется CO (1)} \quad \frac{3,474 \cdot 28}{12} = 8,106 \text{ кг.}$$

$$\text{Потребуется кислорода (2)} \quad 8,106 - 3,474 = 4,632 \text{ кг.}$$

Зола кокса внесет в шлак (4), кг:

$$SiO_2 = \frac{4,488 \cdot 5,84}{100} = 0,262;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{4,488 \cdot 2,40}{100} = 0,108; \quad \text{в пересчете на FeO (7) - 0,097 кг.}$$

$$Al_2O_3 = \frac{4,488 \cdot 3,00}{100} = 0,135;$$

$$CaO = \frac{4,488 \cdot 5,00}{100} = 0,224;$$

$$MgO = \frac{4,488 \cdot 0,12}{100} = 0,0054;$$

$$P_2O_5 = \frac{4,488 \cdot 0,04}{100} = 0,0018.$$

Кокс внесет в металл (4), кг:

$$S = \frac{4,488 \cdot 0,6}{100} = 0,027;$$

$$P = \frac{4,488 \cdot 0,01}{100} = 0,0004.$$

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

$$\frac{4,488 \cdot 1,30}{100} = 0,058 \text{ кг CO}_2.$$

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

$$\text{Восстановится FeO} \quad \frac{6,066 \cdot 90}{100} = 5,46 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода} \quad \frac{5,46 \cdot 16}{72} = 1,214 \text{ кг.}$$

$$\text{Осталось FeO в шлаке} \quad 6,066 - 5,46 = 0,606 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		52

Образуется Fe $5,46 - 1,214 = 4,446$ кг.

Восстановится Cr_2O_3 $\frac{0,768 \cdot 90}{100} = 0,69$ кг.

Необходимо связать кислорода $\frac{0,69 \cdot 48}{152} = 0,217$ кг.

Осталось Cr_2O_3 в шлаке $0,768 - 0,69 = 0,078$ кг.

Образуется Cr $0,69 - 0,217 = 0,473$ кг.

Восстановится MnO $\frac{7,466 \cdot 90}{100} = 6,719$ кг.

Необходимо связать кислорода $\frac{6,719 \cdot 16}{71} = 1,514$ кг.

Осталось MnO в шлаке $7,466 - 6,719 = 0,747$ кг.

Образуется Mn $6,719 - 1,514 = 5,205$ кг.

Восстановится P_2O_5 $\frac{0,332 \cdot 90}{100} = 0,298$ кг.

Необходимо связать кислорода $\frac{0,298 \cdot 80}{142} = 0,167$ кг.

Осталось P_2O_5 в шлаке $0,332 - 0,298 = 0,034$ кг.

Образуется P $0,298 - 0,167 = 0,131$ кг.

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

FeO – 1,214;

Cr_2O_3 – 0,217;

MnO – 1,514;

P_2O_5 – 0,167;

Всего – 3,112.

Коксом связано 4,632 кг кислорода.

Следовательно, из печной атмосферы поступит кислорода:

$4,632 - 3,112 = 1,52$ кг

Таблица 30 – Количество и состав металла в ковше после раскисления, кг

Элемент	Металл в ковше	Раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	90,63	0,386	91,016	0,1013
O	63,279	—	63,279	0,0705

Прогнозируем массу металла в конце плавки, кг:

$$m_{Si} = \frac{89780,3145 \cdot (0,55 - 0)}{100} = 493,79;$$

$$m_{Mn} = \frac{89780,3145 \cdot (1,05 - 0,0827)}{100} = 868,45;$$

$$m_{Me\text{прогн}} = \sum m_i + m_{Me} = 493,79 + 868,45 + 89780,3145 = 91142,55 \text{ кг.}$$

Принимаем $m_{Me\text{прогн}} = 91150$ кг.

Для более точного расчета массы легирующих используем формулу:

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

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

Кремний. Для раскисления стали кремнием необходимо внести ФС65 (12)

$$\frac{91150 \cdot (0,55 - 0)}{65} = 771,27 \text{ кг или } \frac{65 \cdot 771,27}{100} = 501,326 \text{ кг кремния.}$$

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

Выгорает $\frac{501,326 \cdot 20}{100} = 100,26$ кг кремния и $\frac{771,27 \cdot 2}{100} = 15,43$ кг алюминия.

Это количество кремния свяжет кислорода $\frac{100,26 \cdot 32}{28} = 114,58$ кг; алюминий свяжет $\frac{15,43 \cdot 48}{54} = 13,72$ кг кислорода.

При этом образуется и перейдет в шлак: $\frac{100,26 \cdot 60}{28} = 214,84$ кг SiO₂ и $\frac{15,43 \cdot 102}{54} = 29,15$ кг Al₂O₃.

ФС65 внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{771,27 \cdot 80 \cdot 65}{100 \cdot 100} = 401,06;$$

$$Mn = \frac{771,27 \cdot 0,4}{100} = 3,08;$$

$$P = \frac{771,27 \cdot 0,05}{100} = 0,386;$$

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		55

$$S = \frac{771,27 \cdot 0,02}{100} = 0,154;$$

$$Cr = \frac{771,27 \cdot 0,4}{100} = 3,08;$$

$$Fe = \frac{771,27 \cdot 32,13}{100} = 247,809.$$

Марганец. Определяем расход высокоуглеродистого ферромарганца ФМн78 (12):

$$\frac{91150 \cdot (1,05 - 0,0827)}{88} = 1001,95 \text{ кг.}$$

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

$$\text{Выгорает } \frac{1001,95 \cdot 3 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 6,02 \text{ кг кремния.}$$

$$\text{Это количество свяжет кислорода } \frac{6,02 \cdot 32}{28} = 6,88 \text{ кг.}$$

$$\text{При этом образуется и перейдет в шлак: } \frac{6,02 \cdot 60}{28} = 12,9 \text{ кг SiO}_2.$$

ФМн78 внесет в металл, кг:

$$C = \frac{1001,95 \cdot 2}{100} = 20,04;$$

$$Si = \frac{1001,95 \cdot 2 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 16,03;$$

$$P = \frac{1001,95 \cdot 0,02}{100} = 1,002;$$

$$S = \frac{1001,95 \cdot 0,02}{100} = 0,2;$$

$$Mn = \frac{1001,95 \cdot 88}{100} = 881,716;$$

$$Fe = \frac{1001,95 \cdot 7,88}{100} = 78,954.$$

в) Окончательное раскисление стали

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		56

$$m_{\text{изв}} = \frac{4 \cdot (14,222 + 214,84 + 12,9) - 21,034}{\frac{86}{100} - 4 \cdot \frac{1,8}{100}} = 1201,54 \text{ кг.}$$

Известь внесёт в шлак (4), кг:

$$CaO = \frac{86 \cdot 1201,54}{100} = 1033,33;$$

$$SiO_2 = \frac{1,8 \cdot 1201,54}{100} = 21,63;$$

$$MgO = \frac{6 \cdot 1201,54}{100} = 72,09;$$

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

$$\frac{5 \cdot 120,54}{100} = 60,08 \text{ кг CO}_2.$$

б) Расчет компонентов, вносимых плавиковым шпатом.

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

$$m_{\text{пл.шп}} = \frac{1201,54}{4} = 300,38 \text{ кг.}$$

Плавиковый шпат внесёт в шлак (4), кг:

$$CaO = \frac{0,5 \cdot 300,38}{100} = 1,502;$$

$$SiO_2 = \frac{3,6 \cdot 300,38}{100} = 10,814;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 300,38}{100} = 0,601;$$

$$CaF_2 = \frac{94 \cdot 300,38}{100} = 282,36;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{1,5 \cdot 300,38}{100} = 4,51, \text{ в пересчете на FeO (5) – 4,059.}$$

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

$$\frac{0,2 \cdot 300,38}{100} = 0,601 \text{ кг CO}_2.$$

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
						58
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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

$\text{SiO}_2 - 227,74;$

$\text{Al}_2\text{O}_3 - 29,15.$

г) Расчет компонентов, вносимых футеровкой печи – ковша.

Выбираем футеровку печи – ковша, изготовленную из магнезитохромитового кирпича.

Расход магнезитохромитовой футеровки на ремонт для печи-ковша емкостью 100 т - 19 кг/т. Срок службы футеровки печи-ковша принимаем 45 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):

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

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

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

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

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

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

Десульфурация стали шлаком

Недостатком в производственном комплексе ДСП — печь – ковш — МНЛЗ может стать работа установки "печь–ковш", особенно при необходимости внепечной обработки стали с высокой степенью десульфурации.

Наличие некоторого количества печного шлака в печи–ковше, соизмеримого с количеством присаживаемых шлакообразующих добавок, затрудняет или делает невозможной рафинирующую обработку стали в печи-ковше до низкого содержания серы и неметаллических включений в пределах технологического времени, обеспечивающего заданную высокую производительность 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.

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		59

Таблица 32 – Количество и состав металла во время десульфурации, кг

Элемент	Металл после раскисления шлака	Легирование и раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	91,016	20,04	111,056	0,121
O	63,279	-58,722	4,557	0,005

Продолжение таблицы 32 – Количество и состав металла во время десульфурации, кг

Si	0	417,098	417,098	0,456
Mn	74,329	884,796	959,125	1,05
P	10,319	1,388	11,707	0,0128
S	18,027	0,354	18,381	0,0201
Cr	91,193	3,08	94,273	0,103
Ni	132,975	—	132,975	0,145
Ti	0	—	0	0
W	27	—	27	0,0296
Al	0	18,23	18,23	0,0199
Mo	27	—	27	0,0296
Cu	135	—	135	0,147
V	9	—	9	0,0098
Fe	89101,1835	326,791	89427,9545	97,724
Всего	89780,3145	1730,479	91510,7935	100

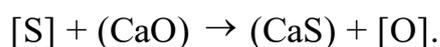
Таблица 33 – Количество и состав шлака десульфурации, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	Mn O	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	CaF ₂	Σ
Шлак после раскисления	14,442	21,034	0,747	0,703	0,078	3,796	7,9164	0,167	0,0258	0,09	—	48,9992
Известь	21,63	1033,33	—	—	—	—	72,09	—	—	—	—	1127,05
Плавиковый шпат	10,814	1,502	—	4,059	—	0,601	—	—	—	—	282,36	299,336
Продукты раскисления	227,74	—	—	—	—	29,15	—	—	—	—	—	256,89

Футеровка	2,744	0,844	—	4,377	4,222	1,689	27,867	—	—	—	—	41,736
Всего	277,37	1056,71	0,747	9,132	43	35,236	107,874	0,167	0,258	0,09	282,36	1774,01
Всего, %	15,63	59,566	0,042	0,515	0,242	1,986	6,08	0,009	0,0015	0,005	15,916	100

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;

$$\lambda = \frac{1774,01}{91510,7935} \cdot 100 = 1,94\%.$$

Коэффициент распределения серы находится по эмпирическому выражению:

$$\lg L_S = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{(CaO) + 0,05 \cdot (MgO)}{(SiO_2) + 0,06 \cdot (Al_2O_3)} - \lg a_O + \lg f_S,$$

где a_O – активность кислорода в расплаве, f_S – коэффициент активности серы.

По параметрам взаимодействия первого порядка определим f_S , f_O при $T=1873K$:

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

$$\lg f_O = -0,20 \cdot 0,005 - 0,45 \cdot 0,121 - 0,131 \cdot 0,456 - 0,021 \cdot 1,05 + 0,07 \cdot 0,0128 - 0,133 \cdot 0,0201 - 0,04 \cdot 0,103 + 0,006 \cdot 0,145 + 0,0085 \cdot 0,0296 + 0,0035 \cdot 0,0296 - 0,3 \cdot 0,0098 - 0,013 \cdot 0,147 - 3,9 \cdot 0,0199 = -0,225;$$

$$f_O = 0,596;$$

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		61

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

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

$$\lg f_s = -0,028 \cdot 0,0201 + 0,11 \cdot 0,121 + 0,063 \cdot 0,456 - 0,026 \cdot 1,05 + 0,29 \cdot 0,0128 - 0,27 \cdot 0,005 - 0,011 \cdot 0,103 + 0,0097 \cdot 0,0296 + 0,0027 \cdot 0,0296 - 0,016 \cdot 0,0098 - 0,0084 \cdot 0,147 + 0,035 \cdot 0,0199 = 0,015$$

Тогда $\lg L_s = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{59,566 + 0,05 \cdot 6,08}{15,63 + 0,6 \cdot 1,986} - \lg(0,00298) + 0,015 = 1,089;$

$$L_s = 12,27.$$

$$[S]_k = \frac{100 \cdot 0,0201 + 1,94 \cdot 0,005}{100 + 12,27 \cdot 1,94} = 0,016.$$

Определяем количество удалившейся серы по пропорции:

$$\frac{91510,7935 - x}{18,381 - x} = \frac{100}{0,016},$$

где x – искомая величина, кг; $91510,7935 - x$ – масса металла с учетом окисления

серы, кг; $18,381 - x$ – масса серы в металле с учетом окисления, кг; $0,016$ – содержание серы в металле, %,

$$x = 3,74 \text{ кг.}$$

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 34.

Таблица 34 – Баланс металла после доводки и десульфурации, кг

Элемент	Металл до десульфурации	Десульфурация	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	111,056	—	111,056	0,121
O	4,557	—	4,557	0,005
Si	417,098	—	417,098	0,456
Mn	959,125	—	959,125	1,048
P	11,707	—	11,707	0,0128
S	18,381	-3,74	14,641	0,016
Cr	94,273	—	94,273	0,103

- 1) в ДСП — 9974,41,
 - 2) в ковше — 91507,0535;
 - б) шлака — 7860,019, в том числе:
 - 1) в ДСП — 6082,179,
 - 2) в ковше — 1777,84;
 - в) газов — 68,845, в том числе:
 - 1) CO₂ (известь) — 60,08,
 - 2) CO₂ (плавиковый шпат) — 0,601,
 - 3) CO₂ (кокс) — 8,106,
 - 4) CO (кокс) — 0,058.
- Всего: 109410,328.

Невязка — $109428,965 - 109410,328 = 18,637$ кг или $\frac{18,637}{109428,965} \cdot 100 = 0,017\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

Суммарный материальный баланс плавки

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

- 1) Отходов Б-76 — 100 000;
 - 3) ФМн78 — 1001,95;
 - 4) ФС65 — 771,27;
 - 5) А97 — 84,3;
 - 6) кокса — 4,488;
 - 7) извести (суммируется по всем периодам) — 4661,594;
 - 8) плавикового шпата — 300,38;
 - 9) футеровки печи — 715,015;
 - 10) футеровки печи-ковша — 42,222;
 - 11) руды — 7250,75;
 - 12) газов (суммируется по всем периодам) — 2300,163.
- Всего: 116831,752.

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

- 1) металла (в ковше и в ДСП) — 101481,464;
 - 2) шлака в ДСП — 6082,179;
 - 3) шлака печи-ковша — 1777,84;
 - 4) пыли, уносимой газами (суммируется по всем периодам) — 3 553,412;
 - 5) газов (суммируются по всем периодам) — 4464,13.
- Всего: 117359,025.

Невязка — $117359,025 - 116831,752 = 527,273$ кг или $\frac{527,273}{117359,025} \cdot 100 = 0,44\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		64

2.2 Расчет теплового баланса

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

Приход тепла

Тепло, вносимое электрической энергией Q_1

На действующей печи реальный расход электрической энергии фиксируется приборами учета электроэнергии.

Важным параметром, характеризующим использование электроэнергии, является коэффициент полезного действия, учитывающий потери энергии при подводе ее к рабочему пространству печи (при проектных расчетах принимается $\eta_э=88...91\%$).

При проектировании печи расход электроэнергии на плавку зависит от наличия или отсутствия предварительного подогрева лома, количества газокислородных горелок и времени их работы.

Для расчета принимаем удельный расход электроэнергии 250...400 кВт·ч/т. Для пересчета кВт·ч в МДж используется переводной коэффициент 3,6.

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

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

Тепло, вносимое газокислородными горелками Q_2

Вносимое горелками тепло определяется по формуле

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

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

τ – время работы горелки, ч;

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

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

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

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

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		65

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

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

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

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

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

где ΔH_k – изменение энтальпии соответствующего компонента;

M_k – масса компонента;

c_k – теплоемкость компонента;

Δt_k – изменение температуры компонента.

$$Q_{\text{физ}} = \sum_{k=1}^i H_k$$

В зависимости от применяемой технологии материалы перед подачей в печь могут подаваться холодными или подогреваться.

Энтальпия лома, подогретого перед подачей в ДСП до 300 °С составит:

Отходы Б –76

$$H_{\text{Б-76}} = 100 \cdot 0,52 \cdot 10^{-3} \cdot 300 = 15,6 \text{ МДж.}$$

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

Тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций, Q_4

В процессе ведения плавки происходит окисление имеющихся в шихте компонентов (в первую очередь Si, Mn, С и Fe). Точно учесть количество тепла, выделившееся при их протекании, на практике сложно из-за неоднородности химического состава шихты.

Кроме того, при введении в печь избытка кислорода происходит избыточное окисление железа, а при введении малого количества кислорода часть углерода может не окислиться.

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

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

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		66

g_k – тепловой эффект реакции его окисления.

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

$$Si \text{ до } SiO_2 \quad 0,45 \cdot 28,4 = 12,78 \text{ МДж,}$$

$$Mn \text{ до } MnO \quad (0,448 + 0,21) \cdot 6,99 = 4,59 \text{ МДж,}$$

$$Cr \text{ до } Cr_2O_3 \quad (0,024 + 0,028) \cdot 11 = 0,572 \text{ МДж,}$$

$$Fe \text{ до } FeO \quad (0,390 + 0,577) \cdot 4,76 = 4,61 \text{ МДж,}$$

$$Fe \text{ до } Fe_2O_3 \quad (0,390 + 1,347) \cdot 7,36 = 12,78 \text{ МДж,}$$

$$C \text{ до } CO \quad (0,280 + 0,885) \cdot 11,3 = 13,74 \text{ МДж.}$$

Итого $Q_4 = 49,07$ МДж.

В процессе плавки часть графита окисляется до CO, часть до CO₂, часть попадает в металл, а часть выносится в виде пыли с отходящими газами.

При составлении теплового баланса принимают те же допущения, что и при составлении материального баланса (расход электродов 2 кг/т, 2/3 этого количества попадет в металл и учитывается при окислении углерода из расплава, остальное сразу окисляется до CO).

Итого за плавку приход тепла в печь

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

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

Расход тепла

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

В процессе плавки происходит расплавление лома, шлакообразующих и легирующих элементов (если они вводятся в шихту).

Количество тепла каждой составляющей определяется исходя из материального баланса по формулам:

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

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		67

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

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

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

t_0 – температура скрапа при завалке, К;

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

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

g_M – теплота плавления металла, Дж/кг.

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

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

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

Отходы Б – 76

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

тогда

$$H_{Б-76} = 100 \cdot [0,595 \cdot (1400 - 300) + 284 + 0,79 \cdot (1620 - 1400)] = 111,230 \text{ МДж}$$

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

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

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

2.4.2.2 Тепло, идущее на протекание эндотермических реакций Q_6

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

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		68

На действующей печи известны степень черноты кирпичной кладки и кожуха, значения температуры t_i , геометрия печи. При проектировании ДСП или её реконструкции температура внутренней поверхности кладки $t_{вн}$ для подины принимается, равной температуре жидкого металла в ванне. Средняя температура воздуха принимается равной 20 °С. При этом в формуле 17 значение α зависит от другой неизвестной - температуры кожуха t_k . Значение же t_k , в свою очередь, зависит от температуры подины печи, толщины и теплопроводности материала кладки. На теплопроводность материала влияет средняя температура футеровки. Поэтому Q_7 рассчитывают методом последовательных приближений. Для этого в первую очередь задаются температурой кожуха. При наличии дополнительного слоя теплоизоляции обычно лежит в диапазоне 90...180°С, при наличии только огнеупорного слоя t_k увеличивается до 300...400°С.

Затем определяют среднюю температуру футеровки по формуле:

$$t_{cp} = \frac{t_{вн} - t_k}{2},$$

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

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

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

Зададимся температурой кожуха $t_k = 150^\circ\text{C}$. Определим среднюю температуру футеровки, считая, что в среднем за плавку температура металла составит 1500°С, продолжительность плавки 45 минут, диаметр кожуха 7,2 м².

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

Коэффициент теплопроводности магнезитовой футеровки при 675°С составляет:

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

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

Тогда ориентировочно:

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

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

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		70

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

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

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

Потери тепла через водоохлаждаемые панели Q_8

Потери тепла с охлаждающей водой можно определить, исходя из расхода воды и разницы значений температуры воды на входе в систему охлаждения и на выходе из нее. Температура и расход воды на рабочей печи измеряются непосредственно. При проектировании, когда эти цифры не известны, можно принять температуру воды на входе $20 \text{ }^\circ\text{C}$, на выходе температура воды не должна превышать $40...45 \text{ }^\circ\text{C}$ во избежание образования накипи на внутренних поверхностях панелей.

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

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

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

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

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

τ – время, ч.

Анализ работы действующих печей показал, что для современной ДСП при соблюдении температурного режима расход воды на охлаждение стеновых панелей составляет $\sim 420 \text{ м}^3/\text{ч}$, и $100...230 \text{ м}^3/\text{ч}$ на охлаждение сводовых панелей, на водоохлаждаемый газход $180...200 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Потери тепла на охлаждение стен составят:

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

на плавку или $33,08 \text{ МДж}$ на 100 кг.

Потери тепла на охлаждение свода составят:

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

на плавку или $15,75 \text{ МДж}$ на 100 кг.

Потери тепла через водоохлаждаемый газход

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

на плавку или $14,2 \text{ МДж}$ на 100 кг.

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		71

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

Потери тепла излучением через открытые окно и отверстия Q_9

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

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

где 3,6 – коэффициент пересчёта кВт в МДж;

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

T_n – средняя температура в печи, К;

F – площадь открытого окна или отверстия, м²;

Φ – коэффициент диафрагмирования отверстия;

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

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

Итого: $Q_9=0$.

Потери тепла с отходящими газами Q_{10}

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

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

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot g \cdot \Delta p}{\rho_2}},$$

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

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

где ω – скорость газового потока, м/с;

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

Δp – скоростной напор, Па;

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		72

ρ_z – плотность уходящих газов, кг/м³;

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

F – площадь сечения патрубка, м².

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

T_{yx} – температура уходящих газов, К.

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

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

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

Примем, что в среднем на современных печах перепад давления между печью и атмосферой составляет 2 Па, плотность отходящих газов – 1,5 кг/м³, размеры загрузочного окна из печи – 1,37 и 2,0 м, температура отходящих газов в среднем за плавку – 1200 °С.

Тогда:

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

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

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

Тогда количество тепла, уносимое газами из печи за плавку,

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

или в пересчете на 100 кг 14,76 МДж.

Итого за плавку расход тепла:

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

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

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

Таблица 36 – Тепловой баланс плавки стали в ДСП

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		73

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

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

- тепло, вносимое электрической энергией $Q_1 = 121,5$ МДж
- тепло, вносимое газокислородными горелками $Q_2 = 8,81$ МДж
- тепло, вносимое в печь шихтовыми материалами (сумма энтальпий компонентов, вводимых в печь), $Q_3 = 15,6$ МДж
- тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций, $Q_4 = 49,07$ МДж

А также расход тепла:

- тепло, идущее на нагрев, плавление и перегрев до заданной температуры металла, шлака и легирующих добавок, $Q_5 = 124,94$ МДж
- тепло, идущее на протяжение эндотермических реакций $Q_6 = 0,62$ МДж
- потери тепла через футеровку $Q_7 = 0,04$ МДж
- потери тепла через водоохлаждаемые панели $Q_8 = 55,12$ МДж
- потери тепла излучением через открытые окно и отверстия $Q_9 = 0$ МДж
- потери тепла с отходящими газами $Q_{10} = 14,76$ МДж

Невязка 0,014% - допустимым значением, значит расчет проведен верно.

3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства

Под дефектом понимается нарушение сплошности металла.

Дефекты формируются в процессе затвердевания и могут развиваться как внутри литой заготовки, так и на внешней поверхности. Они оказывают негативное влияние на производство вызывая отбраковку или увеличение себестоимости производства в результате необходимости приведения заготовок в соответствии с техническими условиями.

Дефекты делятся на четыре основные группы:

- дефекты формы (геометрии) такие как: вздутие, вогнутость, ромбичность, овальность и другие;

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		74

- дефекты поверхности – поперечные и продольные трещины, вмятины, поверхностный шлак и другие;

-внутренние дефекты – внутренние трещины, газовые пузыри, флокены и т.д.

В связи с возможным воздействия на служебные свойства детали дефекты могут быть критическими, значительными и малозначительными.

При систематизации принимают во внимание характер, размеры, месторасположения дефекта на детали, характерные черты деталей и продуктов, их предназначение, требования использования (эксплуатации) [21].

В практике использования средств нормоконтроля (НК) не имеется абсолютного соотношения определения «дефект» ГОСТовскому определению.

Как правило, под дефектом подразумевают нарушения сплошности использованного материала, обнаруженные средствами НК.

Взаимосвязь такого понятия с ГОСТовским значением вводится посредством распределения дефектов в допустимые (требованиями нормативно-технической документации – НТД) и недопустимые.

Допустимые в свою очередь разделяются на фиксируемые, либо регистрируемые (в соответствии с требованиями НТД) и никак не фиксируемые.

Дефекты подразделяют на явные, скрытые, критические, значительные и малозначительные, исправимые и неисправимые.

Явные поверхностные дефекты выявляют на глаз, а внутренние скрытые и поверхностные, незримые глазом, – особыми средствами.

Критическим называют недостаток, при присутствии которого использование продукции по назначению нельзя либо исключается из-за несоответствия безопасности либо надежности.

Значительный – недостаток, который существенно оказывает большое влияние в использовании продукции согласно назначению и (либо) в её надежность, однако никак не является критическим.

Малозначительный – недостаток, что никак не оказывает воздействия на использование продукта согласно назначению и (или) в её надежности [20].

3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения

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

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

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		75

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

Ниже перечислены основные дефекты слитков, получаемых непрерывной разливкой. Сильно развита в них осевая пористость, что объясняется наличием в кристаллизующемся слитке очень глубокой и узкой лунки жидкого металла. Образование в ней «моста» сросшихся кристаллов может привести к появлению больших по протяженности зон, в которых металл кристаллизуется без доступа жидкой стали сверху, и, следовательно, к появлению пустот.

Особенно сильно осевая пористость проявляется в квадратных и круглых слитках; в плоских слитках она развита слабее, так как усадка металла здесь рассредоточена по продольной оси поперечного сечения слитка.

Осевая пористость заметно усиливается при увеличении перегрева металла и повышенной скорости разливки, иногда переходя в осевые усадочные пустоты. Заметно выражена в непрерывных слитках осевая ликвация, при этом по длине слитка располагаются отдельные участки увеличенной ликвации; это объясняется тем, что ликвирующие примеси скапливаются в пустотах под сросшимися кристаллами осевой части слитка.

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

Иногда наблюдается искажение формы слитка. Для слитков квадратного сечения характерна ромбичность – искажение профиля слитка в кристаллизаторе, когда квадратное сечение деформируется в ромбическое. Причины: перекося слитка к кристаллизатору под воздействием несоосно расположенных с ним опорных роликов, неравномерное охлаждение различных граней слитка в кристаллизаторе.

Раздутие слитка (выпуклость его поперечного сечения) возникает под воздействием ферростатического давления столба жидкой стали в слитке; возникновению дефекта способствуют повышенные скорость разливки и температура металла, что уменьшает толщину затвердевшей корки; недостаточная интенсивность вторичного охлаждения; отклонения в настройке опорных роликов; увеличенное расстояние между опорными роликами.

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

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР

Лист

76

шлаковым покрытием в кристаллизаторе, так как шлаковая прослойка предотвращает непосредственный контакт стенок с коркой, уменьшая неравномерность ее охлаждения. Сетчатые трещины образуются в зоне вторичного охлаждения при температурах 700-900 °С в результате чередования нагревов и охлаждений поверхности слитка (охлаждение у форсунок и разогрев за счет внутреннего тепла слитка при его движении между форсунками). Количество этих трещин сильно снижается при переходе от ноляного к более мягкому водовоздушному вторичному охлаждению.

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

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

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

Трещины, перпендикулярные узким граням и расположенные вблизи от них, возникают при выпучивании широких граней слитка, т. е. при недостаточном поддержании оболочки слитка опорными устройствами.

Диагональные трещины на стыке кристаллов, растущих от двух смежных граней, встречаются преимущественно в слитках квадратного сечения при искажении профиля (ромбичности) в тупых углах.

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

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

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		78

3.3 Продольные и поперечные трещины

Дефектом непрерывнолитой заготовки принято считать отклонение от предусмотренного техническими условиями показателя качества заготовки или металлопродукции, которое частично или полностью нарушает совокупность технологических или эксплуатационных свойств изделия (сплошность, химический состав, структура и т.п.).

Между тем, большое количество сортовых непрерывнолитых заготовок, которое получается в процессе разливки, практически исключает возможность тщательного осмотра всех заготовок в силу целого ряда технических и производственных трудностей. Поэтому в металлургической практике большое распространение получили способы выборочного контроля непрерывнолитой заготовки, методика которых базируется на большом практическом опыте и законах статистики.

Продольные горячие трещины.

Продольные горячие трещины представляют собой нарушение сплошности в виде разрывов металла. Они располагаются на одной или нескольких гранях сортовой заготовки. Образование трещин в непрерывнолитом слитке связано с высокими внутренними напряжениями, возникающими в процессе его формирования и движения вдоль технологической линии МНЛЗ. На образование внутренних напряжений влияет ферростатическое давление, усадочные процессы, недостаточный, несимметричный и неравномерный теплоотвод в кристаллизаторе и ЗВО и т.п.

Продольные трещины обычно образуются в кристаллизаторе. В зоне вторичного охлаждения их возникновение связано только с грубыми нарушениями режимов охлаждения. В зоне вторичного охлаждения может, однако, произойти дальнейшее распространение возникших в кристаллизаторе продольных трещин, которые могут привести даже к прорывам заготовки. Склонность к образованию продольных трещин возрастает с повышением температуры перегрева стали, скорости разливки, содержания в ней углерода (более 0,15%) и серы (более 0,020%), а также низким отношением содержания марганца к сере (менее 20-25) и т.п.

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		79



а)



б)

Рисунок 5 – продольные трещины

Поперечные трещины

Поперечная трещина располагается поперек продольной оси заготовки, проходит по боковой поверхности и выходит через ее ребро. Поперечные горячие трещины появляются на поверхности заготовки при наличии растягивающих напряжений вдоль оси слитка. Для появления растягивающих напряжений имеется ряд причин: термические напряжения вследствие неравномерного затвердевания, трение слитка в кристаллизаторе и в поддерживающем устройстве, деформация корки слитка при изгибе или выпрямлении слитка и т.п.

Образованию поперечных трещин способствует надрывающее действие циклических наплывов от качания кристаллизатора. Склонность стали к образованию трещин зависит от ее состава. Содержание углерода более 0,20%, а также легирующих добавок, например, хрома, ванадия и ниобия, могут увеличить опасность растрескивания. Поперечные трещины образуются преимущественно в заготовках квадратного сечения и могут располагаться по грани, в кромках и по следам качания, образующимся в результате возвратно-поступательного движения кристаллизатора.

Поперечные трещины по грани могут распределяться по всей поверхности грани или же в продольных дорожках. Зачастую эти трещины можно обнаружить только при огневой зачистке или на зачищенной поверхности. Причинами таких трещин обычно являются:

растягивающие напряжения, возникающие в результате повышенного трения, из-за не вращающихся по каким-то причинам роликов;

сгибающие деформации из-за раздутия и повторного сжатия заготовки при плохой выверке поддерживающих роликов;

переменная величина зазора между противоположащими роликами;

слишком большой шаг роликов;

местное переохлаждение либо разогрев корки слитка.

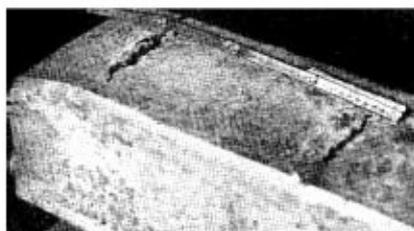
					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		80

Трещины распространяются по межосевым пространствам дендритной структуры и заканчиваются скоплениями ликватов. Вглубь слитка трещины развиваются прерывисто, а их развитие, как правило, прекращается до выхода слитка из кристаллизатора.

Поперечные трещины, располагающиеся в складках, представляют собой нарушение сплошности (прерывистое или сплошное), распространяющееся по следам качания, образовавшимся в результате возвратно-поступательного движения кристаллизатора. Глубина проникновения трещин в слиток от 0,3 мм до 20 мм. У самой поверхности и по мере углубления внутрь слитка трещины пересекают дендритные оси. Предпосылками появления этих трещин являются: снижение прочности металла по складкам вследствие повышенной загрязненности района складок ликватами и неметаллическими включениями, а также наличие микротрещин, заполненных ликватами.

Для предупреждения образования поверхностных трещин в складках должны строго соблюдаться заданные технологические параметры: оптимальный режим возвратно-поступательного движения, оптимальный состав шлакообразующей смеси, режим вторичного охлаждения, регламентированное содержание вредных примесей и пр.

Поперечные трещины в непосредственной близости кромок непрерывнолитой заготовки образуются в основном в наплывах. Их причинами являются зависание слитка в углах кристаллизатора, охлаждающие и усадочные напряжения в продольном направлении при переохлаждении кромок слитка, разрыв слишком холодной кромки слитка при его выпрямлении и т.п. Предотвращению этих трещин способствуют: хороший уход за кристаллизатором, равномерная подача смазки (ШОС), правильная регулировка и равномерное распределение воды вторичного охлаждения.



а)



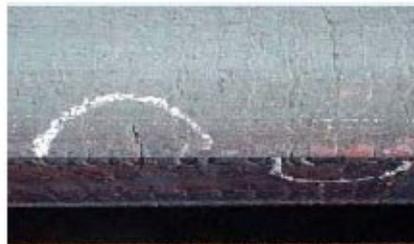
б)



в)



г)



д)



е)

Рисунок 6 – Поперечные трещины

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 2017г. впервые за последние несколько лет удалось добиться роста рентабельности предприятий черной металлургии.

В 2017 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 2016г.), а с использованием электродуговых печей – 42% (4,4 млн.т., на 5% больше, чем в 2016 г.).

Выпуск листового проката достиг 8 млн.т. (на 4% больше, чем в 2016г.), 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 2017г. по сравнению с 2016г. 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 2016г.

На внутренний рынок страны в 2017г. было поставлено 12 млн.т. продукции черной металлургии (на 12% больше, чем в 2016г.), из них на лист приходился 51%.

Польский импорт черных металлов достиг в 2017г. 8 млн.т. (на 24% больше, чем в 2016г.), а экспорт – 5 млн. (на 22% больше, чем в 2016г.). При этом в 2017г. по сравнению с 2016г. рост доходов предприятий отрасли увеличился на 20%, а чистая прибыль – на 30%, а число занятых в металлургической промышленности уменьшилось до 28 тыс. (в 2016г. – 30 тыс.).

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		82

температурном режиме термоциклирования, максимальная температура поверхности роликов может достигать 650—750 °С.

Ролики воспринимают усилия от ферростатического раздутия и усилия от разгиба слитка. На прямолинейных участках ролики подвергаются абразивному износу. Разрушение рабочей поверхности роликов проявляется в виде износа поверхностного слоя и образования трещин разгара. В соответствии с требованиями производства интенсивность изнашивания материала рабочих поверхностей не должна превышать 0,1—0,25 мм на 1 тыс. плавов, при этом МНЛЗ должна выпустить не менее 1 млн. тонн заготовок без смены роликов.

Известно, что электродуговая наплавка рабочих поверхностей роликов износостойкой и коррозионностойкой сталью — наиболее эффективный и распространенный способ увеличения срока службы подобных деталей. Данный способ упрочнения роликов применяется большинством фирм, создающих МНЛЗ как в нашей стране, так и за рубежом.

Реализуются технологии наплавки под флюсом по винтовой линии одиночной и расщепленной дугой, без колебаний и с поперечными колебаниями начиная от диаметра 70 мм и более. Наиболее распространена технология двухслойной наплавки, а на ряде ремонтных служб применяется трехслойная наплавка. Для данного способа наплавки выпускаем проволоки диаметром от 2,0 до 4,0 мм.

Предлагаемые порошковые проволоки позволяют наплавить на рабочую поверхность роликов слой металла стойкий к много-факторному износу. Сочетание порошковой проволоки с флюсом позволяет получить высокохромистый (Cr-Mn-Ni-Mo-N, Cr-Mn-Ni-Mo-V-Nb) наплавленный металл с пластичной структурой низкоуглеродистого мартенсита, упрочненный дисперсными карбидами и нитридами при минимизации содержания δ феррита 5—10%.

Применение наплавки в защитном газе наиболее эффективно в смеси 82Ar+18CO₂ или Ar по сравнению с углекислым газом вследствие более высокой стабильности процесса, снижения окислительной способности защитного газа, уменьшения проплавления основы.

К преимуществам можно отнести приемлемую производительность процесса, визуальный контроль за процессом наплавки, химический состав задается композицией проволоки и нет влияния характерного для флюса, меньшее содержание водорода в наплавленном металле по сравнению с флюсом, проще реализация процесса с поперечными колебаниями проволоки. Процесс наплавки характеризуется хорошим формированием металла, легкой отделимостью шлаковой корки и возможностью наплавки последующего слоя без удаления шлака.

К недостаткам можно отнести: необходимость защиты от брызг и излучения дуги, менее ровная поверхность наплавленного металла, необходимость применения дымососов, забрызгивание сопла подачи защитного газа. Для данного способа наплавки выпускаем проволоки диаметром от 1,6 до 2,4 мм как для нанесения подслоя, так и рабочих слоев наплавленного металла.

Процесс наплавки открытой дугой обладает преимуществами присущими процессу в защитном газе и дополняется отсутствием необходимости применения

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		84

защитного газа, более упрощенной комплектацией наплавочной установки, но наиболее существенно его преимущество в металлургическом аспекте. При данном способе наплавки реализуется возможность легирования наплавленного металла азотом.

Необходимость такого металлургического решения обусловлена актуальностью увеличению ресурса роликов МНЛЗ за счет повышения стойкости наплавленного металла к разгару и коррозии.

Наиболее успешно это решение реализовано английской фирмой Welding Alloys. Рабочая поверхность ролика подвергается циклическому воздействию высоких температур, что приводит изменению структурного состояния приповерхностного слоя металла.

Наблюдается укрупнение зерен и формирование на их границах карбидов хрома, что приводит к развитию межзеренной коррозии. Потеря мартенситной матрицей углерода приводит к формированию мягкого ферритного слоя, обладающего низким сопротивлением механическому износу. Замена части углерода азотом подавляет процессы укрупнения зерен и формирования на границах зерен карбидов хрома.

Образующиеся нитриды равномерно распределены в структуре металла, проявляется эффект вторичного упрочнения в процессе термоциклирования.

Реализация этих механизмов позволяет повысить ресурс роликов. Для данного способа наплавки выпускаем проволоки диаметром 2,0—2,4 мм.

Б) Использование на ДСП зондов

Зонды являются комбинацией из 2 или более «стандартных» зондов. Обычно, широко известна комбинация из термопары с пробоотборником, называемая СЕТ. Но также имеются такие, как Т + Кислород + пробоотборник (СЕТ-ОХ) и Т + зонд углерода (ТЕСАРВ). Они рекомендуются для систем автоматического замера.

Данные зонды также применяются для ручного использования. Позволяют рабочему получить наибольшую уверенность по отношению к замеру. Например, когда необходимо получить замер температуры, имеется всегда возможность проверить (т.е. с пористым шлаком), что показанная температура является температурой шлака, в то время как с помощью зонда СЕТ, если проба верная, значит и показанная температура – действительная температура стали.

Зонды для измерения углерода используются для экономии времени во время производства, быстро сообщая в течении 4 секунд значение углерода в стали, в то время как для получения пробы и последующего его анализа необходимо от 4 до 8 минут. SIDERMES предлагает 2 типа зондов, INCARB (только углерод) и ТЕСАРВ (углерод и температура стали).

Оба типа используют термопары высокой точности для анализа кривой охлаждения и нахождения точки остановки, которая указывает углерод. Зонды для измерения кислорода, углерода и термопары производства SIDERMES могут быть использованы на одном и том же универсальном измерительном жезле SIDERLANCE. Цифровой измерительный прибор SIDERTOP автоматически распознает, если надет на жезл зонд измерения кислорода, зонд для углерода или термопара.

Также к направлениям модернизации можно отнести следующее

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		85

1. Использование эркерных блоков диаметром 180 мм. (сокращение выпуска до 3 минут). В настоящее время в работе блоки диаметром на 150 мм.(выпуск 4 – 5 минут). Использование эркерных блоков большего диаметра позволит увеличить производительность и уменьшить длительность выпуска металла из печи.

2. Использование пластичных вставок на МНЛЗ для снижения содержания азота.

3. Использование карбида кремния вместо ферросилиция, что позволяет снизить себестоимость готового продукта.

В) Вакууматор

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

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

АКП можно заменить поточным вакуумированием.

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

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

Вакуумирование в струе — вакуумирование жидкого металла при переливе его из ковша в другой ковш или в изложницу в вакуумной камере. Вакуум в ней создают до начала перелива металла. При выходе в разреженное пространство струя металла разделяется на капли, что увеличивает поверхность, способствуя повышению скорости и степени дегазации как раскрытой струи, так и слоя жидкого металла на дне приемного сосуда. На рисунке 8 изображена схема установки поточного вакуумирования.

В этой схеме днище сталеразливного ковша герметично примыкает к вакуум-камере, и металл истекает в разреженное пространство.

Обработанный в вакууме металл поступает в промежуточный ковш, а затем в кристаллизатор МНЛЗ.

Применение поточного вакуумирования весьма перспективно, поскольку процессы вакуумирования и разливки совмещаются, приближая сталеплавильный передел к единому непрерывному процессу.

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		86

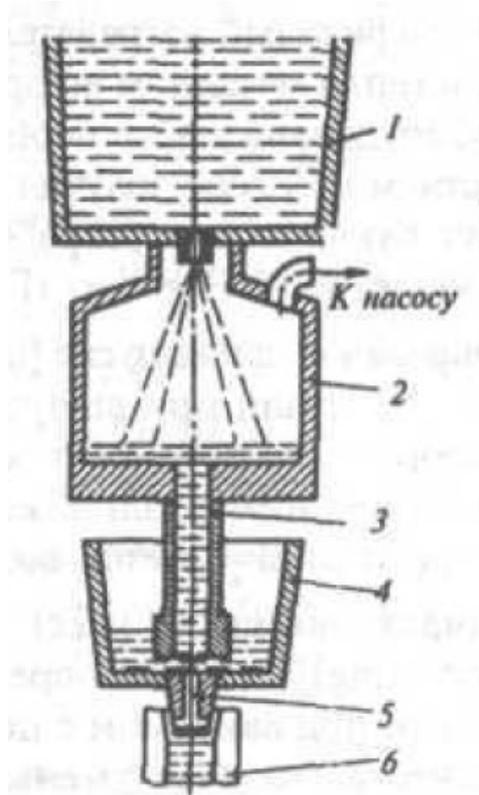


Рисунок 7 – Схема установки поточного вакуумирования
 1 — сталеразливочный ковш; 2 — вакуум-камера; 3 - металлопровод; 4 — промежуточный ковш; 5 - сталеразливочный стакан; 6 — кристаллизатор МНЛЗ

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;

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		87

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).

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 Сталеплавильная печь как источник загрязняющих веществ

В условиях конкуренции на мировом рынке черной металлургии одним из главных условий существования и получения стабильной прибыли на металлургических предприятиях является использование современных технологий в производстве, которые позволят снизить себестоимость и повысить конкурентоспособность продукции.

Современная технология производства стали в дуговой сталеплавильной печи позволяет применить широкий спектр технических и технологических приемов

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		89

ведения плавки для получения расплава стабильного химического состава и температур, позволяющих обеспечить высокую ценовую конкурентоспособность готовой продукции и быструю адаптацию к изменяющимся условиям.

Разработаны новые способы обработки металла как в самом агрегате, так и вне его. Возникла новая ситуация, когда масштабы выплавки стали уже не характеризуют промышленную мощь, главным становится высокое качество, чистота и надежность металлопродукции. Это привело к тому, что масштабы производства стали и сплавов, содержащих ничтожно малое количество газов, неметаллических включений и других нежелательных примесей, заметно увеличились. Неизбежное при этом усложнение технологии оправдывается достигаемым результатом.

Конструктивное оформление агрегата и технология электроплавки должны обеспечить экологическую безопасность в условиях непрерывного ужесточения требований к защите окружающей среды.

ПАО «Ашинский металлургический завод» в настоящее время является безусловным лидером среди малых заводов чёрной металлургии Южного Урала по темпам развития, перевооружения производства, внедрения новейших технологий и последних образцов техники.

Целью работы является оценка пылегазовых выбросов электросталеплавильного производства.

Технология производства представлена на примере электросталеплавильного цеха № 2 ПАО «Ашинский метзавод».

Пылегазовые выбросы при выплавке стали в электропечах.

Основным воздействием электросталеплавильного производства, является загрязнение атмосферного воздуха, загрязнение поверхностных вод сточными водами и загрязнение почвы отходами производства.

Основные источники загрязнения атмосферного воздуха:

Выбросы электродуговых печей состоят из токсической и нетоксической пыли, содержащей оксиды железа, цинка, меди, свинца, диоксида хрома, оксиды и диоксида кремния, а также газов (оксиды углерода, диоксида серы и азота) (таблица 37).

Таблица 37 – Виды загрязняющих веществ

№	Наименование загрязняющих веществ	Код вещества	Класс опасности	ПДК С/С	Масса выброса, т	Примечание
1	Алюминия оксид	101	2	0,010	0,144	Выбросы квалифицируются как предельно допустимые
2	Железа оксид	123	3	0,040	0,23	
3	Кальция оксид	128	-	0,300	0,529	
4	Магния оксид	138	3	0,050	0,059	

электропечью требует установки газоочистки и дымососов большой производительности.

При отсосе через зонт не все количество выделяющегося из печи газа попадает в зонт. Часть запыленного газа проникает в здание цеха, загрязняя его, а затем при выходе через фонарь вызывает загрязнение атмосферы.

3. Секционный отсос (рис. 8, б) представляет собой усовершенствованное укрытие. Оно состоит из нескольких секций, присоединенных к вытяжному газопроводу посредством двухшарнирного телескопического патрубка 7. Газ, выходящий через зазоры между электродами и сводом печи, удаляется через отсосы 2 и 3.

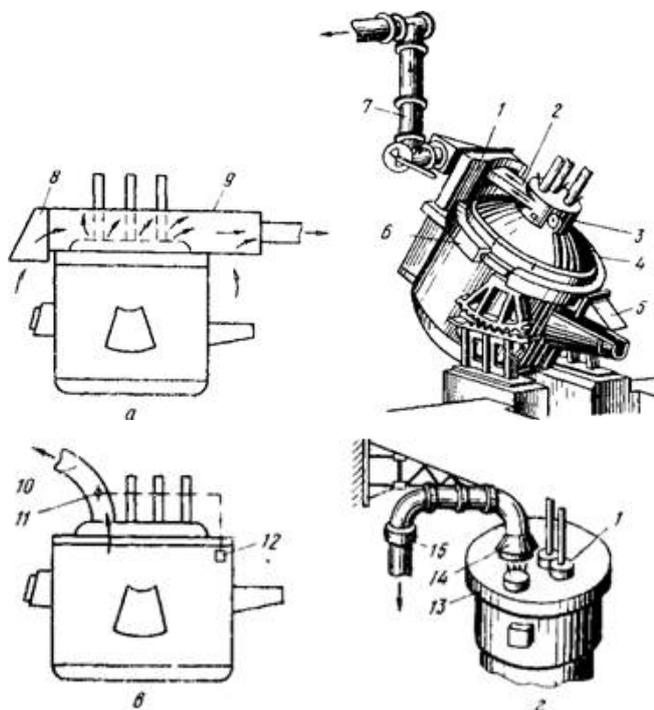


Рисунок 8 – Методы отвода газа от электропечей:

а – через зонт; б – секционный отсос; в – из свода печи; г – из свода печи через патрубок с разрывом

Кольцевой отсос б с укрытием 4 служит для улавливания газа, выбивающегося через неплотности в месте соединения свода и корпуса печи. Над желобом печи устроен зонт 5. Все эти отсосы объединены сборником газа 1, присоединенным к патрубку 7.

При отсосе газа через рабочее сечение зонты со скоростью не менее 2 м/с или через секционный отсос производительность газоочистки и дымососа принимают в зависимости от емкости печи:

Отсос при помощи зонты				Секционный отсос		
Емкость печи, т	До 1,5	3	5	10	2,5	4,5
Количество газа, тыс.м ³ /ч	20	30	45	60	13,6	25

При применении кислорода объем отсасываемого газа увеличивается примерно на 60 %. На практике применяют зонты и отсосы разных конструкций. Однако все они не обеспечивают полного улавливания и отвода газа, выделяющегося из электропечи, особенно во время подачи в ванну кислорода, и часть газа проникает в цех.

Вследствие большого количества отсасываемого газа и громоздкости зонтов и отсосов их устанавливают на электропечах емкостью до 12 т. При подсосе воздуха в зонт или секционный отсос имеющаяся в газе окись углерода полностью или в большей части сгорает.

4. Отход газа непосредственно из свода печи (рис. 11, в). В своде печи делают специальное отверстие, через которое при помощи водоохлаждаемого патрубка 10, соединенного шарнирно с газоотводящим газопроводом, отсасывают газ, образующийся в процессе плавки стали.

При этом под сводом печи создают разрежение 4,5—13 Па, которое исключает выбивание газа через неплотности печи. В некоторых случаях в печи создают небольшое избыточное давление 5—30 Па, при котором создается восстановительная атмосфера. При разрежении в печи подсасываемый воздух окисляет закись железа до высших окислов, которые не воспламеняются. Избыточное давление в печи исключает подсос воздуха и возможность взрывов газа и хлопков в ее рабочем пространстве.

Количество удаляемого газа регулируют специальной задвижкой 11, соединенной с датчиком автоматического регулирования 12, работающим в зависимости от изменения температуры в печи. Газоотводящий патрубок обычно устанавливают около загрузочного окна.

При таком расположении патрубка подсасываемый воздух не распространяется по всему объему печи и оказывает небольшое влияние на охлаждение металла. В большегрузных печах иногда выполняют два - три сводовых патрубка.

При таком методе отвода газа перед подачей его на газоочистку СО дожигают в специальной камере. Для предотвращения выбивания газа из печи через отверстия для электродов зазоры между электродами и сводом печи закрывают специальными уплотнителями.

5. Отвод газа из свода печи через патрубок с разрывом (рис. 1, г). При этом газоотводящий патрубок 13 располагают на расстоянии 20—50 мм от стационарно установленной приемной воронки 14 или приемного патрубка.

Выходящая из печи струя газа подсасывает, окружающий воздух, в результате чего объем смеси увеличивается примерно в шесть раз. Содержащуюся в газе окись углерода дожигают, в специальной камере в атмосфере подсасываемого воздуха, после чего газ направляется в систему газоочистки. Такой метод отвода газа безопасен и удобен, так как шарнирное соединение 15 трубопровода дает возможность отводить воронку перед наклоном электропечи.

В цехах с большегрузными дуговыми электропечами улавливают, подвергают очистке газ, проникающий в здание цеха. Для этого устанавливают зонты, в которых с помощью дымососа создают разрежение, способствующее захвату газа.

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		94

Контроль по охране атмосферного воздуха ведется по двум направлениям:
– контроль над соблюдением нормативов ПДВ загрязняющих веществ на стационарном источнике. Периодичность контроля – 1 раз в год;

– контроль осуществляется экологической лабораторией завода.

Дополнительных мероприятий на периоды неблагоприятных метеорологических условий не предусмотрено.

Отходы участка АКП. Образующиеся, при внепечной обработке стали, шлаки разливаются в шлаковые чаши $V=11...16 \text{ м}^3$ и вывозятся ж/д транспортом на пути «отстоя». Охлажденные шлаки вывозятся на шлаковый отвал.

Железосодержащие пыли, образующиеся в системах газоочистки АКП, окомковываются и в саморазгружающихся контейнерах доставляются автотранспортом на переработку, где используются в качестве добавки в шихту.

Контроль над формированием отходов и деятельностью по обращению с ними осуществляется мартеновским цехом и специалистами службы экологической лаборатории.

Охрана поверхностных и подземных вод от загрязнения. Основным мероприятием, направленным на охрану поверхностных и подземных вод от загрязнения, является организация бессточной оборотной системы водоснабжения и водоотведения (условно-чистый оборотный цикл).

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		95

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В выпускной квалификационной работе 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).

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		96

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Рябов, А.В. Расчёт процесса электроплавки: Учебное пособие /А.В. Рябов, И.В. Чуманов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. – 175 с.
- 2 Чуманов, И.В. Внепечная обработка стали: Учебное пособие /И.В. Чуманов, А.В.Рябов –Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2002. - 43 с.
- 3 Очагова, И.Г. Новости чёрной металлургии за рубежом /И.Г. Очагова, С.З.Афонин – выпуск №6 (48) 2005. - 116 с.
- 4 Дюдкин, Д.А. Производство стали на агрегате ковш – печь / С.Ю.Бать, С.Е.Гринберг, С.Н. Маринцев – Донецк: «ООО “Юго – Восток, Лтд”»,2003. - 300с.
- 5 Кудрин, В.А. Внепечная обработка чугуна и стали – М.: Металлургия, 2001. – 336 с.
- 6 Методическое пособие по разливке стали на МНЛЗ. ОАО «АМЗ», 2005. – 72 с.
- 7 Зиньковский, М.М. Безопасность производственных процессов в черной металлургии – М.: Металлургия, 2002. – 480 с.
- 8 Сорокин, В.Г. Марочник сталей и сплавов / А.В. Волоснякова, С.А. Вяткин и др.; Под общ. ред. В.Г. Сорокина. – М.: Машиностроение, 1999. – 640с.
- 9 Рябов, А.В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах: Учебное пособие / И.В. Чуманов, М.В. Шишимиров. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2007. – 188 с.
- 10 Поволоцкий, Д.Я. Электрометаллургия стали и ферросплавов: учебник для вузов / Д.Я. Поволоцкий , В.Е. Роцин, Н.В.Мальков.– 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Металлургия, 1995. – 592 с.
- 11 Роцин, А.В. Производство стали: Решение практических задач / А.В. Роцин, Д.Я. Поволоцкий, В.П. Грибанов. - Челябинск: Изд-во ЮУрГУ 2006. – 71с.
- 12 Борнацкий, И.И. Производство стали: учебник для вузов / И.И. Борнацкий, В.Ф. Михневич, С.А. Яргин. – СПб.,: Металлургия, 1991. – 400с.
- 13 Рябов,А.В. Внепечная обработка стали: учебное пособие / А.В. Рябов, И.В. Чуманов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2002. - 43 с.
- 14 Скороходов, В.Н. Строительная сталь: В.Н.Скороходов, П.Д. Одесский, А.В.Рудченко. – М.: ЗАО «Металлургиздат», 2002. – 624 с.
- 15 Ботников, С.А. Современный атлас дефектов непрерывно литой заготовки: учебное пособие / А.С. Ботников. – Волгоград: Интермет Инжиниринг, 2011. – 173с.
- 16 Люборской Ф.Е. Аморфные металлические сплавы под редакцией.: перевод с английского Глезера А.М. – М.: Металлургия, 1987, 584 стр.
- 17 Судзуки К. Аморфные металлы, Фудзимори Х., Хасимота К. под редакцией Масумото Ц. перевод с японского Полякова Е.И. – М.: Металлургия, 1987, 328 стр.
- 18 Кекало И.Б. Аморфные металлы –М.: Металлургия, 1987
- 19 Борисова В.Т. Сверхбыстрая закалка жидких сплавов под редакцией – М.: Металлургия, 1986, 357 стр.
- 20 Аморфные металлические материалы под редакцией Манохина А.И. – М.: Наука, 1984, 157 стр.

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		97

21 Ковнеристый Ю.К. Физикохимия аморфных (стеклообразных) металлических материалов – М.: Наука, 1987 205 стр.

22 Быстрозакалённые металлические сплавы под ред. С. Штиба, Г. Варлимонта – М.: Metallurgiya, 1989, 376 стр.

23 Ефимов Ю.В., Варлимонт Г., Мухин Г.Г. Метастабильные неравновесные сплавы под ред. Ефимова Ю.В. – М.: Metallurgiya, 1988, 383 стр.

24 Справочник по гигиене труда под ред. Карпова Б.Д., Ковшило В.Е. – Л.: Медицина, 1979, 448 стр.

25 Белов С.В. Безопасность жизнедеятельности – М.: «Высшая школа» 2002, 356 стр.

26 Ильинский Б.Д. Охрана труда на предприятиях черной металлургии. – М.: Metallurgiya, 1979, 256 стр.

27 Зиньковский М.М. Техника безопасности и производственная санитария. – М.: Metallurgiya, 1984

28 Шицкова А.П., Новиков Ю.В., Клименкина Н.В. и др. Охрана окружающей среды от загрязнения предприятиями чёрной металлургии. – М.: Metallurgiya, 1982

29 Карнаух Н.Н. «Безопасность труда в основных производствах чёрной металлургии» М.: Metallurgiya, 1981 г.

30 ТУ 14 – 123 – 149 – 99 ОАО “Амет”

					22.03.02.2020.568.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		98