

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

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой

_____ В.А. Пашнев
_____ 2017 г

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАРОК СТАЛЕЙ
СО СТАЛЯМИ ОБЫКНОВЕННОГО КАЧЕСТВА НА ПРИМЕРЕ
ПРОИЗВОДСТВА S355JR

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА К ВЫПУСКНОЙ
КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ – 22.03.02.2017.904.00 ПЗ ВКР

Консультант
Безопасность жизнедеятельности
(старший преподаватель)
_____ Н.С. Хардукаш
_____ 2017 г

Руководитель проекта
(старший преподаватель)
_____ Н.С. Хардукаш
_____ 2017 г

Автор проекта
студент группы ДО-489
_____ С.А. Ермаков
_____ 2017 г

Нормоконтролер
(старший преподаватель)
_____ Н.С. Хардукаш
_____ 2017 г

Челябинск 2017

АННОТАЦИЯ

Ермаков С.А. Сравнительный анализ строительных марок сталей со сталями обыкновенного качества на примере производства s355jr – Аша: ЮУрГУ, МП ; 2017, 77 с. 4 ил., библиогр. список – 10 наим., 8 листов чертежей ф. А1

Строительные марки стали повсеместно находятся в нашей жизни. Они позволяют нам создавать новые места жительства, возводить многоэтажные дома, небоскрёбы. Определение s355jr на роль строительной марки стали, и сталь обыкновенного качества Ст3сп, чем же они различаются, стоит ли вообще использовать разные марки стали для производства.

					22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР			
<i>Лис.</i>	<i>Изм.</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпис</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разроб.</i>		Ермаков С.А.			<i>Сравнительный анализ строительных марок сталей со сталями обыкновенного качества на примере производства s355jr</i>	<i>Ли.</i>	<i>Лис.</i>	<i>Листов</i>
<i>Провер.</i>		Хардукаш Н.С.					6	77
<i>Реценз.</i>						ЮУрГУ г. Челябинск		
<i>Н. Контр.</i>		Хардукаш Н.С.						
<i>Утв.</i>		Пашнев В.А.						

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	8
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	10
1.1 Назначение выплавляемого сплава	10
1.2 Описание сплава.....	10
1.3 Описание технологии выплавки стали марки S355JR и работы оборудования в условиях ПАО «Ашинский метзавод».....	11
1.3.1 Выбор оборудования для выплавки.....	11
1.3.4 Технологическая карта (схема) выплавки.....	15
1.4 Сравнительный анализ строительных марок сталей со сталями обыкновенного качества.....	19
1.4.1 Строительные марки стали	19
1.4.2 Характеристика стали СтЗсп, химический состав.....	20
1.4.3 Характеристика стали S355JR, химический состав.	21
1.4.4 Анализ характеристик строительных марок стали S355JR и СтЗсп. .	21
2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ	23
2.1 Расчёт материального баланса.....	23
3 МЕРОПРИЯТИЯ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ВЫПУСКАЕМОЙ ПРОДУКЦИИ.....	68
3.1 Описать возможные способы нарушения технологического режима и указать способы борьбы с нарушениями.....	68
3.2 Описать возможные виды брака. Спай.....	68
3.3 Предложите возможные направления модернизации технологии получения продукции.	70
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ.....	71
5 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ. ДЕЙСТВИЕ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ТОКА НА ОРГАНИЗМ ЧЕЛОВЕКА.	73
5.1 Вредный и травмирующий фактор.....	73
5.2 Действие электрического тока на организм человека.....	74
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	76
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	77

										Лист
										7
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР					

ВВЕДЕНИЕ

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

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

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

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

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

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

Следствием данных цивилизационных успехов является понимание людей в значении оценки различных марок стали по их свойствам. Поскольку повсеместное применение не целенаправленных марок стали влияют на строительство в целом. А так как покупатель ценит качество мы задаемся целью. В последующем развитии данной сферы и их повсеместное производство.

Поэтому целью выпускной квалификационной работы является изучение различности свойств строительных марок стали и сталей обыкновенного качества и надобность их производства в условиях ПАО «Ашинский метзавод». В связи с этим были определены задачи исследования:

Изучение и описание выбранной для производства в условиях ПАО «Ашинский метзавод» марки стали.

Изучение существующей технологии производства стали на ПАО «Ашинский метзавод».

					22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		8

Расчет материального баланса.

Описание технологической цепочки, начиная с выплавки и заканчивая разливкой стали.

					22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		9

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Назначение выплавляемого сплава

Сталь S355JR применяют в крупнопанельном, промышленном и гражданском строительстве для перекрытий, колонных металлоконструкций, мостовых сооружений, опор и подвесных путей. Так же листового проката это строительство и машиностроение, отдельные виды используются в производстве штампованных деталей.

1.2 Описание сплава

Сталь S355JR химический состав в таблице 1 выполняется по стандарту: EN 10025-2:2004 (EN 10025-2:2004) - Изделия горячекатаные из конструкционных сталей. Часть 2. Технические условия поставки нелегированных конструкционных сталей.

Существует несколько видов доработки данной стали (S355JR+N, S355JR+AR или S355JR+M) в состояние поставки после нормализующей прокатки (+N) или в катаном состоянии (+AR). Продукция, поставляемая в состоянии +N, после поставки может быть подвергнута деформированию в горячем состоянии и/или нормализации. Основные механические свойства представлены в таблице 2.

Таблица 1 - Химический состав марки стали S355JR

C max, %			Mn max, %	Si max, %	P max, %	S max, %	N max, %	Cu max, %
Номинальная толщина, мм								
≤ 16	16 - 40	≥ 40						
0,24	0,24	0,24	1,60	0,55	0,04	0,04	0,012	0,55

Таблица 2- Механические свойства марки стали S355JR

Минимальный предел текучести Re, МПа			Предел прочности на растяжение Rm, МПа	Минимальное относительное удлинение σ, %		Ударная вязкость (KCV, Дж/см ² , температура испытания)
Номинальная толщина, мм						
≤ 16	16 - 40	3 - 100	100 - 125	3 - 40	40 - 63	+20
355	355	470-630	450-600	22	21	27

1.3 Описание технологии выплавки стали марки S355JR и работы оборудования в условиях ПАО «Ашинский метзавод»

1.3.1 Выбор оборудования для выплавки

Производство стали марки s355jr в условиях электросталеплавильного цеха №2 происходит следующим способом. В производстве из металла шихты используемой на дуговой сталеплавильной печи 120 (ДСП-120) рисунок 1, данные о ней представлены в таблице 3. Происходит зажжение дуги и расплавление металла шихты[1,С.12-14].

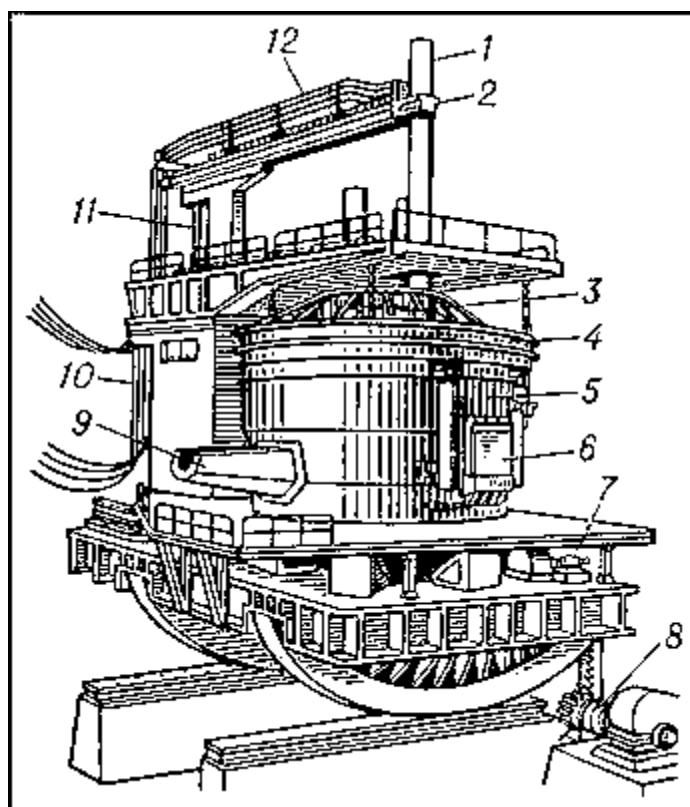


Рисунок 1 - Дуговая сталеплавильная печь ДСП-120 ёмкостью 120 т: 1 — графитированный электроддиаметром 710 мм; 2 — электрододержатель; 3 — свод; 4 — водоохлаждаемое сводовое кольцо; 5 — цилиндрический кожух; 6 — водоохлаждаемая вспомогательная дверка; 7 — электромеханический механизм поворота печи вокруг вертикальной оси; 8 — электромеханический механизм наклона печи; 9 — сливной носок; 10 — подвижный токоподвод из водоохлаждаемых гибких кабелей; 11 — шток для вертикального перемещения системы стойка — рукав — электрододержатель — электрод; 12 — токоподвод из охлаждаемых медных труб.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР

Лист

11

Таблица 3 – Общие характеристики агрегата: дуговая электросталеплавильная печь (ДСП-120)

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

После расплав попадает на агрегат ковш-печь рисунок 2 для последующей доводки по химическому составу. Данные о АКП представлены в таблице 4.

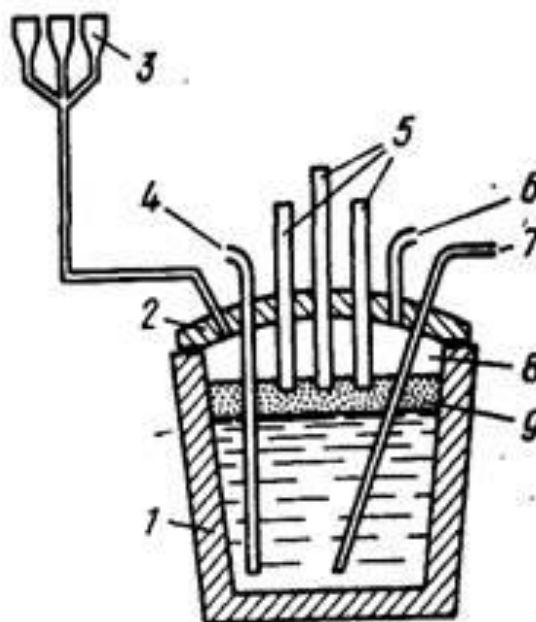


Рисунок 2 - Агрегат ковш-печь: 1 - ковш; 2 - крышка-свод; 3 -бункера для ферросплавов и флюсов; 4 - фурма для подачи в металл аргона или азота; 5 - электроды; 6 - подача аргона; 7 - фурма для вдувания порошка силикокальция в струе аргона; 8 - безокислительная атмосфера; 9 –шлак.

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

22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР

Лист

12

Таблица 4 – Технические характеристики агрегата ковш-печь

Наименование параметра	Норма	
	Номинальная	Допустимая
Емкость ковша, т	117	120
Диаметр кожуха ковша, мм		
– в верхней части	3700	–
– в нижней части	3375	–
Высота ковша, мм	3950	–
Мощность трансформатора, МВА	18	–
Напряжение трансформатора, В		
– высокое напряжение	10000	± 5 %
– низкое напряжение	318,5 – 132,5	
Номинальный ток, кА	32,6	–
Число фаз	3	–
Напряжение цепей управления, В	220; 24	–
Напряжение силовых цепей приводов, В	380	380 ⁺³⁸ ₋₁₉
Диаметр графитированных электродов, мм	400	400 ^{+2,5} _{-1,5}
Диаметр распада электродов, мм	700	700±5
Ход электрода, мм	2500	2500 ₋₂₀
Скорость перемещения трех электродов одновременно вверх, мм/с	75	–
Скорость нагрева металла, °С/мин	3 – 4	–
Расход охлаждающей воды, м ³ /ч		
– на свод	160	–
– на вторичный токопровод	60	–
Расход аргона на продувку металла, м ³ /ч	5-25	30
Расход азота на газодинамические уплотнители, нм ³ /ч	2100	2500
Давление аргона на продувку, МПа	0,6	1,6
Масса агрегата ковш-печь, кг	168000	–

Следующий пункт это машина непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) рисунок 3 оснащенной специальным механизмом подъема для АКП и последующей разливки расплава. Данные о МНЛЗ представлены в таблице 5.

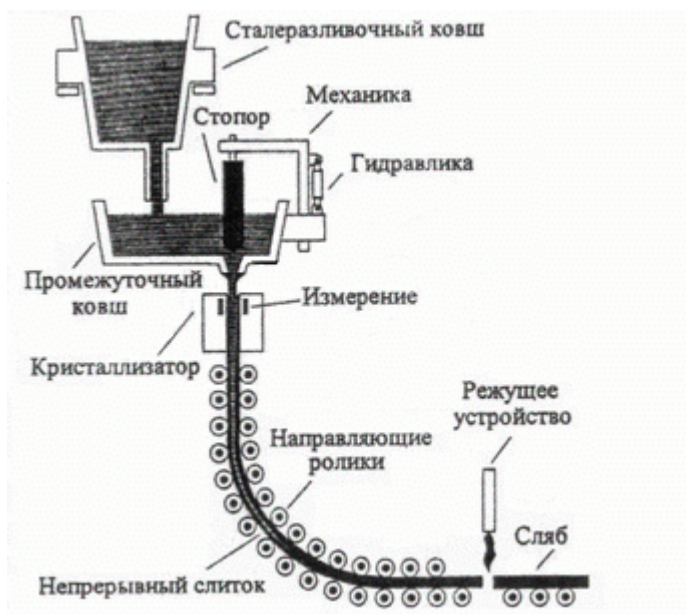


Рисунок 3 – Машина непрерывного литья заготовок.

Таблица 5 – Основные технические данные существующей МНЛЗ

Количество ручьев, шт	1
Радиус разливочной дуги, м	8
Металлургическая длина машины, м	25,87
Размерный сортамент отливаемых слябов:	
толщина, мм	180 – 240
ширина, мм	900 – 1600
минимальная длина, мм	4500
Скорость разливки	0,8 – 1,54 м/мин – для сляба толщиной 180 мм 0,7 – 1,05 м/мин – для сляба толщиной 240 мм
Емкость сталеразливочного ковша, т	110
Вес плавки, т	100
Цикл разливки, мин	50 – 60
Емкость промежуточного ковша, т	27 – 30
Кристаллизатор	прямой с изменением ширины и толщины
Механизм качания	гидравлический с сервоклапанами
Тип машины	радиальная с вертикальным участком
Резка заготовки	автоматическим агрегатом с газовым резаком

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

22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР

Лист

14

1.3.4 Технологическая карта (схема) выплавки

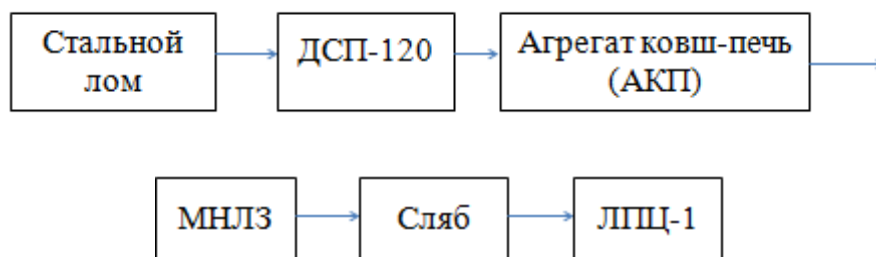


Рисунок 4 – Технологическая схема

Методы выплавки стали в ДСП-120.

Сталь в дуговой печи выплавляется по двум вариантам:

- с завалкой металлошихты на "болото" (40 – 50 т металла предыдущей плавки);
- с завалкой металлошихты на "сухую" подину, очищенную от остатков шлака и металла от предыдущей плавки. Проводятся: после холодного ремонта подины в течение первых двух плавков подряд.

Подготовка печи.

Выплавка полупродукта производится при удовлетворительном твердом состоянии подины и откосов, с защитным гарнисажем на водоохлаждаемых панелях стен и свода, с хорошо очищенным и засыпанным эркерным отверстием, целыми электродами, при исправном состоянии и надежной работе охлаждающей системы, механизмов, электроаппаратуры и газоочистки. Подготовка печи к завалке лома осуществляется в следующей последовательности: перед завалкой бадьи электроды выставляются на полный подъем. Производится открытие свода печи. Предварительно необходимо отсоединить систему дымоотсоса, осуществить подъем и поворот свода и закрыть дверцу шлаковой летки. После выгрузки лома из бадьи (корзины), поправить лом внутри печного пространства, используя бадью. Затем закрыть свод и подать напряжение на электроды. После расплавления "болота" начинается ввод лома. Масса загруженного лома контролируется при помощи системы взвешивания, установленной на платформе печи. Выпуск первых двух плавков осуществлять «насухо», с обязательным контролем состояния подины и откосов и их заправкой. После выпуска предыдущей плавки производится удаление остатков шлака и настывлей из канала эркера и торца концевой втулки эркерного выпуска.

Заправка подины и откосов.

После выпуска металла печь наклоняют в сторону рабочей площадки для осмотра футеровки мастером и сталеваром с целью общей оценки состояния откосов, подины и выявления на ней остатков металла и шлака. Остатки металла с подины нужно удаляют повторным наклоном печи в сторону слива металла.

После оценки состояния подины производится ремонт подины. Заправка подины и откосов производится механизированным способом. Углубление ванны

производить присадками кварцитового песка, кварцита или порошка ферросилиция.

Горячий ремонт подины проводить по мере необходимости в местах локального износа подины методом подсыпки ремонтных масс. После заправки подины, откосов и завалки шихты при необходимости производить частичный ремонт стен (подварка) массами.

Подготовка скраповой бадьи (корзины).

Дно бадьи должно быть наполнено слоем легковесного лома без воды или масла.

Следующий слой должен содержать самые тяжелые (большие) куски лома. На поверхность тяжеловесного лома добавляют науглероживающий материал, материал для образования шлака. Следующий слой лома должен составлять основной объем веса шихты. Последний слой – это легковесный лом малого размера.

Шихтовка плавки.

Плавку шихтуют из расчёта получения в металле после расплавления значений массовых долей химических элементов не выше заданных в марке стали.

Основные требования к шихтовым материалам: масса тяжеловесных отходов (обрези) в составе общей массы завалки должна быть не более 50 %. Во избежание риска взрыва следует загружать сухой скрап (без масла, воды) и не использовать герметизированные контейнеры. Куски скрапа не должны превышать по длине 1,5 м, по ширине 0,5 м и по высоте 0,5 м (по массе максимум ~ 1,5 т).

Шихтовку плавки по массовой доле углерода производят чугуном (твердым) или коксом (антрацитом). Отходы производства и лом складироваться и хранятся отдельно по группам и сортам и использовать в завалку только при выплавке марок стали, легированных этими элементами. Общая масса металлошихты должна составлять от 125 до 135 т. При шихтовке плавки загрузка металлошихты производится загрузочной бадьей и с конвейера. Общий расход извести должен составлять от 5,0 до 6,0 т на плавку.

Процесс завалки и подвалки металлошихты в печь осуществлять с помощью корзины. При опускании её с ломом в печь полностью закрывают рабочее окно и шлаковую летку печи.

Ферросплавы.

Ферросплавы, предназначенные для присадки в жидкий металл, должны быть прокалены в нагревательной печи докрасна.

Порошки должны иметь фракцию: – не более 2 мм, кокс – не более 1 мм.

Окислители.

Твердые окислители – железорудные окатыши, железная руда перед использованием должны быть прокалены в нагревательной печи. Газообразный кислород, применяемый для продувки металла в печи, должен содержать не более 0,8 г/м³ влаги.

Шлакообразующие.

Шлакообразующие, применяемые для рафинирования, должны быть прокалены в нагревательных печах докрасна и иметь размер отдельных кусков не более 150 мм.

										Лист
										16
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР					

Плавление на ДСП.

После завалки металлошихты свод переводят в рабочее положение и сталевар производит включение печи и в установленном режиме стеновые комбинированные фурмы-горелки. После расплавления первой загрузки до определенной степени подают лом, чугун, ГБЖ, углеродсодержащие материалы. Шлакообразующие материалы подают посредством системы перемещения материалов через свод. Объем подаваемого лома регулируется за счет компьютерной программы в зависимости от потребляемой мощности, а также температуры ванны. С целью получения заданного химического состава шлака, вместе с ломом добавляют известь, доломит и УСМ.

Кислород используют для формирования пенистого шлака.

Кислород подают при помощи кислородных модулей. После отработки 20 – 25 МВт/ч производят отбор пробы металла для определения химического состава, пробы шлака, измерение температуры металла. Пробу металла отбирают с помощью специального пробоотборника.

Шлак должен находиться во вспененном состоянии, для чего в процессе шлакообразования в печь сверху присаживают сначала коксовую мелочь с последующим вдуванием углеродсодержащего материала от 800 до 1200 кг. Известь вводят в печь равномерно в процессе окисления и нагрева металла порциями по 200 – 300 кг. Температура металла перед выпуском плавки должна быть не менее 1620 °С.

Доводка плавки.

Как только достигнуто примерно 85 – 90 % общей загрузки, автоматически начинается процесс доводки плавки, электроэнергия уменьшается примерно на 10 – 15 %, интенсивность подачи скрапа также уменьшается для обеспечения увеличения температуры в ванне жидкой стали до получения температуры для выпуска плавки.

Подготовка к выпуску плавки.

За 5 – 8 минут до выпуска печь отклоняют не более чем на 2 градуса в сторону шлаковой летки для скачивания шлака. Отбирают пробу металла и шлака для проверки химического состава. Для повышения температуры ванны до уровня не менее 1620 °С замедляют ход конвейеров. Сталь-ковш подготавливается и перемещается в положение для выпуска плавки. Температура футеровки сталь-ковша должна быть не менее 1000 °С.

Необходимо, чтобы соединяющая тележка в этот период двигалась. Несущие электрододержатели поднимают до «половины хода» поворачивая управляющее устройство элетрододержателя в положение «быстрый подъём. Как только соединяющая тележка начинает двигаться обратно, двигатель отключится автоматически. Регулирование переключают с основного пульта управления на пульт поста управления выпуска.

Выпуск и подготовка к перезапуску.

После наполнения ковша до необходимой массы его вывозит сталевоз из-под печи для дальнейшей его транспортировки на АКП.

При выпуске полупродукта в ковш присаживают материалы.

					22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		17

Температура металла перед выпуском и количество отданных материалов должны обеспечивать поступление металла на АКП.

Для обеспечения максимального контакта металла и шлака во время и после выпуска осуществляют продувку аргоном.

Обработка стали на АКП.

Ковш подвозят на агрегат. Устанавливается рабочий расход аргона для продувки стали.

Измеряется температура стали. Включается АКП. Прогревается металл в течение 5 – 8 мин. Измеряют температуру металла, отбирают пробу металла и шлака. По результатам химического анализа определяют последующий режим обработки и производят доводку химического состава стали вводом ферросплавов, наведением рафинирующего шлака. После получения заданного химического состава передают в разливочный пролет. После обработки металла на АКП-100 ковш с металлом снимается со сталевого и передается на разливку.

Раскисление рафинирующего шлака и металла. Легирование стали.

Рекомендуемая масса разовой порции ферросплавов – не более 100 кг. Окончательную корректировку химического состава стали, вне зависимости от количества присаживаемых материалов, производят не позднее, чем за 10 минут до окончания обработки металла на АКП.

Показанием к окончанию процесса является достижение заданной температуры, при обеспечении заданного химического состава стали подают ковш на разливку.

Разливка стали на слябовой машине непрерывного литья заготовок.

Непрерывная разливка стали состоит в том, что жидкую сталь из ковша через промежуточное разливочное устройство непрерывно подаются в водоохлаждаемую изложницу без дна – кристаллизатор, из нижней части которого вытягивается затвердевающий слиток.

Подготовка МНЛЗ к приёму жидкого металла.

После установки стальковша в позицию разливки отключают горелки стенда разогрева промковша, снимают малую крышку и промковш вместе с погружным стаканом перемещают в положение разливки. Погружной стакан центрируют относительно кристаллизатора с помощью механизма юстировки установленного на тележке промковша. Производят центровку шиберного затвора сталеразливочного ковша относительно приемного устройства промежуточного ковша.

Разливка.

Металл из ковша переливают в промежуточный ковш. От туда он попадает в кристаллизатор. Бурление в кристаллизаторе и оголение зеркала металла не допускается. Разливщик стали немедленно закрывает шибер, как только визуально определит начало появления шлака из сталеразливочного ковша.

Окончание разливки и резка металла на слябы.

Окончание разливки производят только на мерной длине сляба, с учетом обрезки хвостовой части сляба длиной 0,70 м. Удаляют полностью шлак из кристаллизатора.

									Лист
									18
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР				

1.4 Сравнительный анализ строительных марок сталей со сталями обыкновенного качества.

1.4.1 Строительные марки стали

К строительным относятся конструкционные стали, применяемые для изготовления металлических конструкций и сооружений, а также для арматуры железобетона. Строительные стали для металлических конструкций подразделяет по категориям прочности на 7 классов. По хладостойкости строительные стали делятся на стали без гарантированной хладостойкости, хладостойкие до -40 С и стали для металлоконструкций, эксплуатируемых ниже -40 С.

✓ Углеродистые стали обыкновенного качества.

В строительстве чаще применяют стали обыкновенного качества как более дешевый вариант, технологичный и обладающие необходимыми свойствами при изготовлении металлоконструкций массового назначения. Кроме строительства используют в машиностроении и многих других отраслях народного хозяйства. Основная часть производится горячекатаного состояния и имеют структуру феррито-перлитную.

✓ Горячекатанной стали.

Углеродистый горячекатаная сталь обыкновенного качества подразделяются на три группы в зависимости от свойств.

Сталь группы А маркируется буквами Ст и номером 0, 1, 2, 3, и т. Д. Чем больше номер, тем выше прочность, но ниже пластичность. Если после марочного обозначения стоит "кп" - значит, сталь кипящая; если стоит "пс" - сталь полуспокойная и если "сп", то сталь спокойная.

Сталь группы Б. Состав этих сталей приведена в табл. 21. Ст0 можно применять лишь в самых не ответственных случаях.

Сталь группы В (изготавливается мартеновский или конвертер иным способом) маркируются буквой В и цифры. Сталь ВСт1 имеет механические свойства, как Ст1. (см. табл. 20), а химический состав - как сталь МСт1кп (табл. 21). То же можно сказать и о стали ВСт2, ВСт3 и т. д.

✓ Термоупрочнение стали.

Сущность метода термоупрочнения проката состоит в том что по окончании прокатки стали аустенитного состояния охлаждается ускоренно, в результате чего образуется более низкотемпературной продукты распада аустенита, чем в обычном горячекатанной стали.

✓ Низколегированные стали.

Низколегированная строительным сталям относят низкоуглеродистые свариваемые стали, содержащие недорогие не дефицитные легирующие элементы (обычно до 2,5%) и обладающие повышенной прочностью и пониженной склонностью к хрупким разрушением по сравнению с углеродистыми сталями.

Основная причина применения низколегированных сталей служит экономия металла, уменьшение массы строительных конструкций, повышение надежности конструкций, уменьшение склонности к хрупким разрушением, а также еще

										Лист
										19
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР					

несколько причин.

✓ Упрочнение феррито перлитных сталей при легировании.

Основными факторами упрочнения феррита перелетных сталей является твердорастворное и зернограничное упрочнение. В результате доля других компонентов не превышает в сумме 20% то есть не вносит основного склада предел текучести. На практике используются дисперсионное упрочнение так как она является более целесообразным.

✓ Склонность стали к хрупкому разрушению.

При увеличении предела текучести стали результатом является его склонность к хрупкому разрушению. Самая уравновешенная значение рассматривается в сталях с карбидным упрочнением высокая прочность сочетается с малой склонностью к хрупким разрушениям, то есть низкотемпературного перехода из вязкого в хрупкое состояние.

✓ Стали повышенной прочности.

Как правило поставляемые в горячекатаном состоянии с феррито перлитная структурой. Основные легирующие являются марганец, Кремний, в ряду других марок стали хром, ванадий, ниобий, Титан.

✓ Высокопрочные стали.

Высокая прочность осуществляется несколькими путями: карбонитридным упрочнением стали, термической обработкой, контролируемой прокаткой, созданием малоперлитных и бейнитных сталей.

✓ Арматурные стали.

Сталь в виде стержней, Гладких и периодического профиля, применяется для армирования железобетонных конструкций. Арматурные стержни в предварительно напряженные железобетонные конструкции и испытывают большие нагрузки. Всего существует 7 классов арматурных сталей[4,С.29-50].

1.4.2 Характеристика стали СтЗсп, химический состав.

Класс: сталь конструкционная углеродистая обыкновенного качества.

Использование в промышленности: несущие элементы сварных и несварных конструкций и деталей, работающих при положительных температурах.

Таблица 6 - Химический состав в % материала СтЗсп

C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	N	Cu	As
0.14 - 0.22	0.15 - 0.3	0.4 - 0.65	до 0.3	до 0.05	до 0.04	до 0.3	до 0.008	до 0.3	до 0.08

Таблица 7 - Технологические свойства материала СтЗсп

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

Таблица 8 - Механические свойства стали СтЗсп при T=20°C

Прокат	Размер	Минимальный предел текучести Re , МПа	Предел прочности на растяжение Rm, МПа	Минимальное относительное удлинение σ , %	Ударная вязкость (Дж/см ²)
Сталь горячекатан.	20 - 40	380-490	245	25	34

1.4.3 Характеристика стали S355JR, химический состав.

Таблица 9 - Химический состав марки стали S355JR

С max, %			Mn max, %	Si max, %	P max, %	S max, %	N max, %	Cu max, %
Номинальная толщина, мм								
≤ 16	16 - 40	≥ 40						
0,24	0,24	0,24	1,60	0,55	0,04	0,04	0,012	0,55

Таблица 10 - Механические свойства марки стали S355JR.

Минимальный предел текучести Re , МПа		Предел прочности на растяжение Rm, МПа		Минимальное относительное удлинение σ , %		Ударная вязкость (KCV, Дж/см ² , температура испытания)
Номинальная толщина, мм		Номинальная толщина, мм		Номинальная толщина, мм		Температура, °C
≤ 16	16 - 40	3 - 100	100 - 125	3 - 40	40 - 63	+20
355	345	470-630	450-600	22	21	27

1.4.4 Анализ характеристик строительных марок стали S355JR и СтЗсп.

Сравнение данных марок сталей представлен в таблице 11.

					22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР	Лист
						21
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 11 – Сравнительный анализ СтЗсп и S355JR

Критерий	СтЗсп	S355JR	Вывод
Минимальный предел текучести, МПа	380-490≈435	355	Даже учитывая с погрешностью, сталь СтЗсп потребует больше усилий для упруго-пластичной деформации
Предел прочности на растяжение, МПа	245	470-630≈550	Усилие при котором произойдет разрыв S355JR в 2 раза выше что говорит о значимой прочности данного сплава.
Минимальное относительное удлинение, %	25	22	СтЗсп имеет показатель на 3 % больше что говорит о его показателях пластичности.
Ударная вязкость, (Дж/см ²)	34	27	СтЗсп менее подвержен хрупкому излому чем его оппонент.
Применение	Трубы, фланцы, листовой прокат, арматура, сварные тройники, фасонные детали трубопровода, рельсы, трубки мото- и вело-промышленности	Балки двухтавровые, швеллер, прутки, листовой прокат, уголок.	СтЗсп применяется при положительных температурах от -20 до +200. Изделия из нее можно подвергнуть как горячекатаному и холоднокатаному изменению. S355JR создаются только горячекатаными используются как каркас для мостов и зданий.

Даже не учитывая специфику данных марок сталей можно сказать что из этих двух марок сталей по количеству плюсов явно выигрывает СтЗсп, но учитывая что критерий по пределу текучести на растяжение имеет разницу в 2 раза. Стоит отметить что сравнивая их в одинаковых условиях их применение будет отличаться.

2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

2.1 Расчёт материального баланса

Расчёт материального баланса стали s355JR заданного состава таблица 12.

Таблица 12 - Химический состав стали марки S355JR по EN 10025-2%

Предел	C	Mn	Si	N	Cu	S	P
Нижний	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.
Верхний	0,24	1,60	0,55	0,012	0,55	0,035	0,035

Перед завалкой производится полный расчёт шихты. Расчёт ведем по реальной массе завалки, которую принимаем на 3...5% больше садки печи.

Задачу выбора рационального состава шихты для выплавки стали в «идеальных» условиях, когда есть в наличии все группы отходов и все легирующие можно, решать с помощью метода линейного программирования.

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

На основании вышеизложенного даем в завалку отходы групп Б-62, чугун группы Л-6.

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

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

Таблица 13 - Химический состав, отходов которые предполагается использовать в завалку, %

Материал	Содержание элементов						
	C	Si	Mn	P	S	Cu	Fe
Б-62	0,04	0,2	0,2	0,025	0,03	0,2	98,250
Л-6	3,9	1,2	0,9	0,08	0,04	0	93,88

Таблица 14 - Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов						
		C	Si	Mn	P	S	Cu	Fe
Б-62	85958,25	34,38	171,917	171,917	21,49	25,788	171,917	85360,84
Л-6	19041,75	742,628	228,5	171,376	15,2	7,617	0	17876,39
Всего	105000	777,012	400,418	343,29	36,7	33,4	171,917	103237,2
Всего %	100	0,74	0,38	0,327	0,035	0,032	0,164	98,32

Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, представлен в таблице 15 и таблице 16.

Таблица 15 - Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, которые предлагается использовать в процессе выплавки, %

Материал	Содержание										Потери при прокаливании
	CaO	SiO ₂	MgO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaF ₂	FeO	S	P ₂ O ₅	
Известь	88,00	1,30	2,00	0	0,80	0,20	0	0	0	0	7,70
Магнезит	1,00	3,00	93,00	0	1,00	2,00	0	0	0	0	0
Руда	0,10	5,25	0,30	0	4,10	0	0	90,00	0,10	0,15	[O]- 27,70
Электрод	0,118	0,565	0	0	0,317	0	0	0	0	0	[C]- 99,90

Таблица 16 - Химический состав легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

Материал	C	Mn	P	S	N	Si	Zn	Al	Fe	Cu
НК81	0	0	0	0	32,5	61,5	0	0	6	0
ФМн90	0,5	90	0,05	0,02	0	1,8	0	0	7,63	0
А 97	0	0	0	0	0	0,01	0	99,98	0,01	0
ФС20	1	1	0,1	0,02	0	23	0	1	73,88	0
Л96	0	0	0	0	0	0	4	0	0	96

Выплавка стали в дуговой сталеплавильной печи.

Окисление элементов.

Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки стали в период плавания для всех элементов, входящих в таблицу 14 (таблица 17)

Таблица 17 - Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавания, %

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cu	Fe
Общий	20,0	100,0	70,0	ΔP	0	0	2
В шлак	0	100,0	80,0	100	0	0	20,0
В улет	100,0	0	20,0	0	0	0	80,0

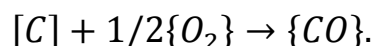
Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 7.

Таблица 18 - Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C	777,012	155,4	621,609	0,609
Si	400,417	400,42	0	0
Mn	343,293	240,305	102,988	0,1
P	36,723	0	36,7	0,036
S	33,404	0	33,4	0,0327
Cu	171,917	0	171,917	0,168
Fe	103237,235	2064,745	101172,49	99,054
Всего	105000	2860,869	102139,131	100

Окисление кислорода, необходимого для окисления элементов шихты.

Окисление углерода происходит по реакции:



Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле (1):

$$m_{i_xO_y} = \frac{m_i}{v_i \cdot \mu_i} \cdot v_{i_xO_y} \cdot \mu_{i_xO_y}, \text{ кг}, \quad (1)$$

где m_i - масса окисляющего элемента i , кг

$v_i, v_{i_xO_y}$ - стехеометрические коэффициенты элемента i и оксида i_xO_y ;

$\mu, \mu_{i_xO_y}$ - молекулярные массы элемента i и оксида i_xO_y .

Расчет количества кислорода, кг, требуемого для окисления, определяем по формуле

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

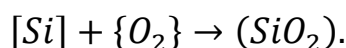
Углерод. Образуется соединение CO(3):

$$m_{CO} = \frac{m_C}{v_C \cdot \mu_C} \cdot v_{CO} \cdot \mu_{CO} = \frac{155,4 \cdot 28}{12} = 362,6 \text{ кг}$$

Нужно кислорода на окисление углерода

$$m_{O_2}(C) = m_{CO} - m_C = 362,6 - 155,4 = 207,2 \text{ кг}$$

Кремний. Окисление кремния происходит по следующей реакции



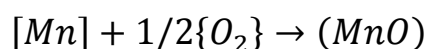
Образуется кремнезема:

$$m_{SiO_2} = \frac{m_{Si}}{v_{Si} \cdot \mu_{Si}} \cdot v_{SiO_2} \cdot \mu_{SiO_2} = \frac{400,42 \cdot 60}{28} = 858,04 \text{ кг}$$

Нужно (O) на окисление кремния:

$$m_{O_2}(Si) = m_{SiO_2} - m_{Si} = 858,04 - 400,42 = 457,62 \text{ кг}$$

Марганец. Окисление марганца следует по реакции:



Образуется (MnO):

$$m_{MnO} = \frac{m_{Mn}}{v_{Mn} \cdot \mu_{Mn}} \cdot v_{MnO} \cdot \mu_{MnO} = \frac{240,305 \cdot 71}{55} = 310,2 \text{ кг}$$

Из этого количества 20% улетучивается с газами, а 80% перешло в шлак.

С газами улетучивается $\frac{310,2 \cdot 20}{100} = 62,04$ кг MnO, из них $\frac{240,305 \cdot 20}{100} = 48,061$ Mn.

В шлак перешло $\frac{310,2 \cdot 80}{100} = 248,16$ кг MnO, из них $\frac{240,305 \cdot 80}{100} = 192,244$ Mn.

Будет использовано кислорода на окисление марганца

										Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР					26

$$m_{O_2}(Mn) = m_{MnO} - m_{Mn} = 310,2 - 240,305 = 69,895 \text{ кг}$$

Сера. Рассчитаем, что в период плавления сера не удаляется.

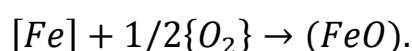
Медь. Рассчитаем что в период плавления эти элементы не удаляются.

Железо. Рассчитываем, что в период плавления 80% окислившегося Fe улетучивается газами, а 20% переходит в шлак.

Образуется, оксидов Fe в пересчете на FeO

$$m_{FeO} = \frac{m_{Fe}}{v_{Fe} \cdot \mu_{Fe}} \cdot v_{FeO} \cdot \mu_{FeO} = \frac{2064,745 \cdot 72}{56} = 2654,67 \text{ кг}$$

по следующей реакции



Из них 80% улетучивается с печными газами, а 20% в шлак.

С газами улетает $\frac{2654,67 \cdot 80}{100} = 2123,736$ кг FeO, из них $\frac{2064,745 \cdot 80}{100} = 1651,8$ кг Fe.

В шлак перешло $\frac{2654,67 \cdot 20}{100} = 530,934$ кг FeO, из них $\frac{2064,745 \cdot 20}{100} = 412,95$ кг Fe.

Нужно кислорода на окисление железа

$$m_{O_2}(Fe) = m_{FeO} - m_{Fe} = 2654,67 - 2064,745 = 589,925 \text{ кг}$$

Металл. Под конец периода плавления в печи останется следующая масса металла(с учетом угаров элементов): 102139,131 кг, содержание углерода в металле составит 0,609 %.

Содержание кислорода в металле определяем по формуле

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

Количество кислорода в металле $[O] = - \left(\frac{0,00216}{[C]} \right) + 0,00884 = 0,0053\%$

Найдем содержание кислорода в металле, которое ушло на насыщение металла, используя равенство

$$\frac{102139,131 + x}{x} = \frac{100}{0,0053'}$$

					22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		27

где x - искомая величина, кг:

102139,131+ x - масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

0,0053 - содержание кислорода в металле, %.

$$x = 5,413 \text{ кг}$$

Шлакообразование.

Шлак в период плавления образуется из извести, агломерата, и других составляющих разрушающейся футеровки ванны, стан и свода, оксидов, полученных при окислении частиц металлической шихты.

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

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) Подсчет компонентов, вносимых известью в шлак, кг (4):

$$CaO = \frac{2520 \cdot 80}{100} = 2217,6$$

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

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

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

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

В расчете сделаем пересчет на FeO, по формуле:

$$m_{FeO} = \frac{m_{Fe_2O_3} \cdot \mu_{Fe(Fe_2O_3)} \cdot \mu_{FeO}}{\mu_{Fe_2O_3} \cdot \mu_{Fe(FeO)}}, \quad (5)$$

где m_{FeO} и $m_{Fe_2O_3}$ - массы FeO и Fe₂O₃ соответственно, кг;

$\mu_{Fe(Fe_2O_3)}$ и $\mu_{Fe(FeO)}$ - молекулярные массы железа в Fe₂O₃ и в FeO

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР

Лист

28

соответственно;

μ_{FeO} и $\mu_{Fe_2O_3}$ - молекулярные массы FeO и Fe_2O_3 соответственно.

В пересчете на оксид железа (5):

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

б) Расчет компонентов, попавших в шлак из футеровки ванны ДСП.

Не точный расход магнетитового порошка на заправку печи считается по формулам, кг/т:

$$72 \cdot m_0^{-0,294} \text{ - при немеханизированной заправке} \quad (6)$$

$$40 \cdot m_0^{-0,17} \text{ - при немеханизированной заправке} \quad (7)$$

где m_0 - масса печи, кг.

Потрачено магнетитового порошка в результате (6):

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

Тогда магнетит добавит в шлак, кг (4):

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

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

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

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

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

В пересчете на FeO (5):

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

в) Попавший в шлак золы электродов. Расход новых электродов составляет 4...5 кг/т – фирм из России - производителей и 1...2 кг/т - зарубежных. Примем, что за период плавки расходуется 4,5 кг/т электродов, т.е.

										Лист
										29
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР					

420 кг. Электрод содержит углерода в размере 99%, вследствие чего окисляется и углерода:

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

Примем, что 70% углерода окисляется до $\{CO\}$, а 30% - до $\{CO_2\}$. Вследствии образуется:

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot m_c}{\mu_c} \cdot \mu_{CO} = \frac{0,7 \cdot 415,8}{12} \cdot 28 = 679,14 \text{ кг;}$$

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

Масса кислорода нужного для окисления углерода будет равна:

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

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

В результате вес кислорода на окисление углерода равен 720,72 кг. Изнашивающиеся электроды также вносят в шлак, кг (4):

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

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

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

г) Добавление оксидов в шлак из металла, кг:

$$SiO_2 = 858,04 \text{ кг.}$$

$$MnO = 248,16 \text{ кг.}$$

$$FeO = 530,934 \text{ кг.}$$

д) Подсчет составляющих, перешедших в шлак из агломерата.

Содержание FeO в шлаке под конец периода плавления по расчетам 15,1%.

Найдем количество FeO в шлаке, примерно предполагая, что шлак в печи в конце периода плавления будет равен 5...7% от массы металла или

$$\frac{(102139,131 + 5,413) \cdot 6}{100} = 6128,673 \text{ кг,}$$

где (102139,131 + 5,413) - масса с учетом содержания кислорода, кг; шлак равен 6% от веса металла.

Найдем количество FeO в шлаке:

$$\frac{6128,673 \cdot 15,1}{100} = 925,43 \text{ кг.}$$

Это масса вносимая известью, футеровкой, оксидами из металлической ванны и рудой. Известью, футеровкой и оксидами из металлической ванны в шлак попадет $4,536+10,591+530,934=546,061$ кг FeO.

Тогда руда добавит

$$925,43 - 546,061 = 379,369 \text{ кг FeO.}$$

На создание такого количества FeO нужно:

железа (1) $\frac{379,369 \cdot 56}{72} = 295,065$ кг и кислорода (2) $397,369 - 295,065 = 102,304$ кг.

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

- 1) на окисление углерода – 207,2;
- 2) на окисление кремния – 457,62;
- 3) на окисление марганца – 69,895;
- 7) на окисление железа – 589,925;
- 8) на окисление электродов - 720,72;
- 9) на насыщение металла – 5,413;
- 10) на образование FeO – 102,304.

Всего 2153,077.

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 усвоиться кислорода $20 \cdot 24,630 \cdot 0,667 = 328,401$ кг ($24,630 = \frac{\pi \cdot 5,6^2}{4}$ - общая суммарная поверхность ванны на уровне откосов, м²). Следовательно, с железной рудой и газообразным кислородом необходимо внести $2153,077 - 328,401 = 1824,676$ кг.

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

$$\frac{1824,676 \cdot 100}{27,7} = 6587,278 \text{ кг,} \quad (8)$$

					22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		31

где 1824,676 - необходимо внести кислорода с железной рудой, кг;
27,7 - содержание кислорода в руде, % (см. таблицу 4).

Руда, кроме кислорода, вносит железа:

$$\frac{6587,278 \cdot 62,3}{100} = 4103,87 \text{ кг}, \quad (9)$$

из них 295,065кг остается в шлаке в виде FeO, следовательно, переходит в металл железа $4103,87 - 295,065 = 3808,805$ кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{6587,278 \cdot 0,1}{100} = 6,587;$$

$$MgO = \frac{6587,278 \cdot 0,3}{100} = 19,76;$$

$$SiO_2 = \frac{6587,278 \cdot 5,25}{100} = 345,83;$$

$$P_2O_5 = \frac{6587,278 \cdot 0,15}{100} = 9,881;$$

$$Al_2O_3 = \frac{6587,278 \cdot 4,1}{100} = 270,078;$$

$$S = \frac{6587,278 \cdot 0,1}{100} = 6,587.$$

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака и металла (таблица 19 и таблица 20) в конце плавления без учета дефосфорации, с учетом кислорода, растворенного в металле, и применения железной руды (агломерата).

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

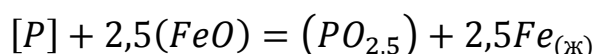
Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	∑FeO	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	S	∑
Известь	32,76	2217,6	-	5,04	20,16	50,4	0	0	2325,6
Футеровка ванны	17,65	5,88	-	10,59	5,88	547,18	0	0	587,19
Электрод	2,373	0,496	-	-	1,33	0	0	0	4,2
Окислы из металлической ванны	858,04	0	248,16	530,93	0	0	0	0	1637,13
Руда	345,83	6,587	0	295,065	270,078	19,76	9,881	6,587	953,788
Всего	1256,65	2230,56	248,16	841,63	297,448	617,34	9,881	6,587	5508,26
Всего%	22,814	40,495	4,505	15,279	5,4	11,208	0,179	0,12	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	777,012	0	0	155,402	621,609	0,588
O	0	5,197	0	0	5,197	0,005
Si	400,418	0	400,418	0	0	0
Mn	343,29	0	192,244	48,061	102,988	0,097
P	36,723	0	0	0	36,723	0,035
S	33,404	0	0	0	33,404	0,032
Cu	171,917	0	0	0	171,917	0,162
Fe	103237,235	3671,036	411,445	1645,78	104851,044	99,098
Всего	105000	3676,23	1021,42	1849,245	105805,568	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 получим 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 ионных (X_R) долях. Для этого предварительно вычислим число молей оксидов n_{RO} и число катионов n_R , в 100г шлака (таблица 21):

$$n_{RO} = \frac{(RO)}{\mu_{RO}}; x_{RO} = \frac{n_{RO}}{\sum n_{RO}}; n_R = \nu_R \cdot n_{RO}; x_{R^+} = \frac{n_R}{\sum n_R}$$

где (RO) – содержание оксида RO в шлаке (см. таблицу 19), %

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	PO _{2,5}	\sum
M_{RO}	56	60	71	72	40	102	71	-
n_{RO}	0,723	0,380	0,063	0,212	0,280	0,053	0,003	1,715
X_{RO}	0,422	0,222	0,037	0,124	0,163	0,031	0,001	1
n_{R^+}	0,723	0,380	0,063	0,212	0,280	0,106	0,003	1,768
X_{R^+}	0,409	0,215	0,036	0,120	0,159	0,060	0,001	1

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

$$\begin{aligned} \lg \gamma_{FeO} &= \frac{1000}{T} \cdot [2,18 \cdot X_{Mn} \cdot X_{Si} + 5,9 \cdot (X_{Ca} + X_{Mg}) \cdot X_{Si} + 10,5 \cdot X_{Ca} \cdot X_P] = \\ &= \frac{1000}{1873} \cdot [2,18 \cdot 0,036 \cdot 0,215 + 5,9 \cdot (0,409 + 0,159) \cdot 0,215 + 10,5 \cdot 0,409 \cdot 0,001] = \\ &= 0,742 \end{aligned}$$

$$\gamma_{FeO} = 5,5$$

$$\lg \gamma_{PO_{2,5}} \approx \lg \gamma_{FeO} - \frac{10500}{1873} \cdot X_{Ca} = 0,742 - \frac{10500}{1873} \cdot 0,409 = -1,551$$

$$\gamma_{PO_{2,5}} = 0,028$$

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

$$\begin{aligned} \lg f_p &= e_P^C \cdot [C] \cdot e_P^O \cdot [O] + e_P^{Si} \cdot [Si] - e_P^{Mn} \cdot [Mn] + e_P^P \cdot [P] + e_P^S \cdot [S] - \\ &- e_P^{Cr} \cdot [Cr] - e_P^{Ni} \cdot [Ni] + e_P^{Ti} \cdot [Ti] - e_P^W \cdot [W] + e_P^{Al} \cdot [Al] - e_P^{Mo} \cdot [Mo] - \\ &- e_P^{Cu} \cdot [Cu] \mp e_P^V \cdot [V] = 0,13 \cdot 0,587 + 0,13 \cdot 0,005 - 0,032 \cdot 0,097 + \\ &+ 0,062 \cdot 0,035 + 0,028 \cdot 0,032 - 0,042 \cdot 0,162 = 0,07; \\ f_p &= 1,175 \end{aligned}$$

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,

$$L_P = \frac{31 \cdot 0,163 \cdot 1,175 \cdot (0,124 \cdot 5,5)^{2,5} \cdot 1,715}{0,028} = 139,7.$$

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;

$$[P_K] = \frac{100 \cdot 0,035 + \frac{5508,26}{105805,568} \cdot 100 \cdot 0,176 \cdot \frac{31}{71}}{100 + \frac{5508,26}{105805,568} \cdot 100 \cdot 139,7} = 0,005.$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции:

$$\frac{105805,568 - x}{36,723 - x} = \frac{100}{0,005},$$

где x - искомая величина, кг;

$105622 - x$ - масса металла с учетом окисления фосфора, кг;

$31,5 - x$ - масса фосфора в металле с учетом окисления фосфора, кг;

0,009 - содержание фосфора в металле, %

$$x = 31,4 \text{ кг.}$$

При этом образуется P_2O_5 (1)

$$\frac{31,4 \cdot 142}{62} = 71,916 \text{ кг.}$$

На окисление фосфора потребуется кислорода (2) $71,916 - 31,4 = 40,516$ кг.

На окисление фосфора потребуется руды (8) $\frac{40,516 \cdot 100}{27,7} = 146,267$ кг.

Руда, кроме кислорода вносит железа (9) $\frac{146,267 \cdot 62,3}{100} = 91,124$ кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{146,267 \cdot 0,1}{100} = 0,146;$$

$$MgO = \frac{146,267 \cdot 0,3}{100} = 0,439;$$

$$SiO_2 = \frac{146,267 \cdot 5,25}{100} = 7,679;$$

$$P_2O_5 = \frac{146,267 \cdot 0,15}{100} = 0,219;$$

$$Al_2O_3 = \frac{146,267 \cdot 4,1}{100} = 6;$$

$$S = \frac{146,267 \cdot 0,1}{100} = 0,146.$$

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

Таблица 22 - Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	FeO	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	S	сумма
Известь	32,76	2217,6	0	5,04	20,16	50,4	0	0	2325,96
Футеровка ванны	17,65	5,88	0	10,59	5,88	547,18	0	0	587,18
Электрод	2,373	0,496	0	0	1,33	0	0	0	4,199
Оксиды из металлической ванны	858,04	0	248,16	530,934	0	0	0	0	1637,134
Руда	353,509	6,733	0	295,065	276,078	20,199	10,1	6,733	968,417
Всего	1264,33	2230,709	248,16	841,629	303,448	617,779	10,1	6,733	5522,89
Всего, %	22,95	40,498	4,505	15,279	5,509	11,216	0,183	0,12	100,266

С учетом кислорода, растворенного в металле, применения железной руды (агломерата) и процентный состав металла (по расплавлению шихты) представлен в таблице 23.

Таблица 23 - Баланс периода плавления, кг

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	777,012	0	0	155,402	621,609	0,588
O	0,000	5,197	0	0	5,197	0,005
Si	400,418	0	400,418	0	0	0
Mn	343,292	0	192,244	48,061	102,988	0,097
P	36,723	0	31,400	0,000	5,323	0,005
S	33,404	0	0,000	0,000	33,404	0,032
Cu	171,917	0	0,000	0,000	171,917	0,163
Fe	103237,235	3671,036	411,445	1645,78	104851,044	99,1
Всего	105000	3676,23	1035,506	1849,24	105791,482	100

Подсчет состава и количества газов в период плавления

Всего массы кислорода, усвоенного из воздуха, $m_{O_2} = 328,401$ кг.

Объем 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 объемное 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:

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

Объем и масса воздуха:

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

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

Определим количество влаги, вносимой воздухом из следующих условий:

					22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		37

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

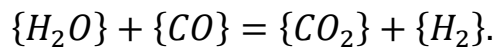
Влажность атмосферного воздуха:

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

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

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

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции:



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

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

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

Для этого необходима окись углерода в количестве:

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

Суммарный материальный баланс периода плавления

Израсходовано, кг:

- а) шихты - 105000, из нее:
 - чугун Л 6 - 19041,75;
 - отходы Б 62 - 85958,25;
 - б) шлакообразующих - 2520, в том числе извести - 2520;
 - в) футеровка ДСП - 588,365, в том числе магнезита - 588,365;
 - г) электродов - 420;
 - д) руды - 6733,545, в том числе:
 - 1) на окисление – 6587,278,
 - 2) на дефосфорацию - 146,267:
 - е) воздуха - 1443,322, в том числе:
 - 1) кислорода - 328,401,
 - 2) азота - 1099,430,
 - 3) влаги - 15,491.
- Всего : 116705,232.

Получено, кг:

- а) металла - 105791,482;
 - б) шлака - 5522,89;
 - в) пыли – 2185,776, в том числе:
 - 1) MnO – 62,04,
 - 2) FeO – 2123,736.
 - г) газов - 2802,08, в том числе:
 - 1) CO – 1017,643 (от окисления металла и электродов с учетом догорания до CO₂),
 - 2) CO₂ - 683,286 (от прокаливания извести и окисления электродов с учетом догорания CO),
 - 3) N₂ - 1099,430,
 - 4) H₂ - 1,721
- Всего: 116302,228.

Невязка – 116705,232-116302,228=403,004 кг или $\frac{403,004}{116705,232} \cdot 100 = 0,345\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР

Лист

39

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. 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 14 (таблица 24).

Таблица 24 - Угар элементов при выплавке стали в ДСП в окислительный период, %

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cu	Fe
Общий	ΔC	100,0	68	0	0	0	1,5
В шлак	0	100,0	80	0	0	0	30
В улет	100	0	20	0	0	0	70

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

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

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C**	621,609	389,725	231,884	0,224
Si	0	0	0	0
Mn	102,988	70,032	32,956	0,032
P	5,323	0	5,323	0,005
S	33,404	0	33,404	0,032
Cu	171,917	0	171,917	0,166
Fe	104851,044	1572,766	103278,278	99,5
Всего	105786,285	2011,4	103774,87	100,000

** Для гарантированного получения заданного состава стали необходимо получить в конце обезуглероживания содержание углерода в металле 0,24%.

Тогда массу окисляющегося углерода определяем по пропорции:

$$\frac{105791,48 - m_{\Delta C}}{621,609 - m_{\Delta C}} = \frac{100}{0,22'}$$

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

105791,48 – $m_{\Delta C}$ - масса металла с учетом угара углерода;

621,609 – $m_{\Delta C}$ - масса углерода с учетом его окисления.

$$m_{\Delta C} = 389,725 \text{ кг.}$$

Углерод при окислении образует оксид углерода CO (1)

$$\frac{389,725 \cdot 28}{12} = 909,358 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода (2) $909,358 - 389,725 = 519,633$ кг.

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

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

Образуется MnO (1)

$$\frac{70,032 \cdot 28}{12} = 163,408 \text{ кг.}$$

Испариться MnO

$$163,408 \cdot \frac{20}{100} = 32,682 \text{ кг,}$$

из них Mn

$$70,032 \cdot \frac{20}{100} = 14,006 \text{ кг.}$$

Перейдет MnO в шлак

$$163,408 - 32,682 = 130,726 \text{ кг,}$$

из них Mn:

$$70,032 - 14,006 = 56,026 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода для окисления всего марганца (2)

$$163,408 - 70,032 = 93,376 \text{ кг.}$$

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

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

Медь. Принимаем, что в окислительный период эти элементы из металла не

					<i>22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР</i>	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		41

удаляются.

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

$$\frac{1572,766 \cdot 72}{56} = 2022,128 \text{ кг.}$$

Испариться FeO

$$2022,128 \cdot \frac{70}{100} = 1415,49 \text{ кг,}$$

из них Fe

$$1572,766 \cdot \frac{70}{100} = 1100,936 \text{ кг.}$$

Перейдет в шлак

$$2022,128 - 1415,49 = 606,638 \text{ кг FeO}$$

из них Fe

$$1572,766 - 1100,936 = 471,83 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода для окисления всего железа (2)

$$2022,128 - 1572,766 = 449,362 \text{ кг.}$$

Металл. В результате периода окисления в печи остаются некоторое количество металла (прибавляя угара элементов) - 103774,87 кг (см. таблицу 14), содержание углерода в металле равен 0,224% (см. таблицу 14).

Количество кислорода в металле находится по формуле Ойкса Г.Н.:

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

Количество кислорода в металле (11)

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,224}{0,224} = 0,0216 \text{ \%}$$

Находим содержание кислорода в металле, которое израсходуется на насыщение металла, используя равенство:

									Лист
									42
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР				

$$\frac{103774,87 + x}{x} = \frac{100}{0,0216},$$

где x - искомая величина, кг;

$103774,87 + x$ - масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

$0,0216$ - содержание кислорода в металле, %,

$$x = 22,42 \text{ кг.}$$

В результате плавления в металле было $5,197$ кг кислорода, то есть, на насыщение металла использовалось $22,42 - 5,197 = 17,223$ кг.

Для расчета использованного технического кислорода в окислительный период составляем баланс кислорода в период окисления, кг:

1) на окисление углерода использовано - $519,633$;

2) на окисление марганца использовано - $93,376$;

4) на окисление железа использовано - $449,362$;

5) на насыщение металла использовано - $22,42$;

Всего - $1084,791$.

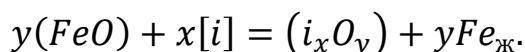
В результате примерно 30% окисляются кислородом (FeO), а остальные 70% - кислородом, вдуваемым прямо внутрь жидкого металла.

Моно оксид железа используется на окисление хрома, углерода, марганца, насыщение расплава.

То есть (FeO):

$$(519,633 + 93,376 + 22,42) \cdot \frac{30}{100} = 190,629 \text{ кг кислорода,}$$

а кислород в газовой фазе принесет $1084,791 - 190,629 = 894,162$ кг кислорода. (FeO) окисляется по следующему уравнению:



В следствии расходуется FeO

$$\frac{190,629 \cdot 72}{16} = 857,831 \text{ кг,}$$

где $190,629$ - масса кислорода, вносимого FeO ;

72 и 16 - молекулярные массы моно оксида железа и кислорода, соответственно.

Так же в металл попадает и Fe массой:

$$857,831 - 190,629 = 667,202 \text{ кг.}$$

Кислород в газовой фазе окисляет по следующей реакции:

									Лист	
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР					43

$$y\{O_2\} + x[i] = (i_x O_x).$$

В период окисления процент газообразного кислорода усваивается жидким металлом из атмосферы печи, остальная часть попадает с помощью (O) инжектора.

Быстрота усвоения кислорода из воздуха на квадратный метр площади печи на уровне откосов составляет около 10...30 кг/час.

Взяв приблизительно время окислительного периода в 100 - тонной печи равным 20 минут, то за этот промежуток используется кислорода:

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

Поэтому, с кислородным инжектором необходимо внести кислорода:

$$894,162 - 164,0358 = 730,126 \text{ кг.}$$

Находим количество и состав газов в период окисления

Печная атмосфера. Все количество кислорода, взятое из воздуха,

$$m_{O_2} = 164,201 \text{ кг.}$$

Количество (O) в воздухе:

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

Процент попавшего (N) посчитаем из условия, содержание кислорода в воздухе будет 21 %, следовательно

$$V_N = \frac{100 - 21}{21} \cdot V_{O_2} = 432,395 \text{ м}^3.$$

Если масса кислорода в воздухе 23%, следовательно:

$$m_N = \frac{100 - 23}{23} \cdot m_{O_2} = 549,715 \text{ м}^3.$$

Объем, вес воздуха составит:

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

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

					22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		44

Влажность в воздухе:

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

Количество водяного пара в 1 м^3 воздуха из атмосферы $\rho_{\text{в.пара}} = 0,013$.

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

В результате образуется углекислый газ и водород массой:

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

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

В результате нужно окись углерода массой:

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

Технический кислород. Весь вес кислорода поступающий из кислородным инжектором, равен 709,475 кг. Для внесения такого количества кислорода нужно использовать в окислительный период технического кислорода, при 95% усвоении:

$$\frac{730,126 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 772,416 \text{ кг},$$

где 709,475 - нужно кислорода с техническим кислородом, кг;

99,5 и 95 – количество в техническом кислороде, кислорода и его усваивание, %.

Масса улетучившегося кислорода

$$\frac{772,416 \cdot 5}{100} = 38,621 \text{ кг};$$

Так же будет внесено азота

$$\frac{772,416 \cdot 0,5}{100} = 3,862 \text{ кг},$$

где 5 - масса неусвоенного кислорода, %;

0,5 – в техническом кислороде будет азота, %.

									Лист
									45
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР				

Кислород не вступивший в реакцию окисления вступит в реакцию с CO₂, в результате мы получаем углекислый газ массой:

$$m\{CO_2\} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} = \frac{38,621}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 106,208 \text{ кг.}$$

Для этого нужно углекислого газа в количестве 106,208-38,621=67,587 кг.

В результате основываясь на данных составляем баланс металла окислительного периода (таблица 26 и таблица 27).

Таблица 26 – Вес и процентные составляющие шлака в конце окислительного периода, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	S	Σ
Плавильный шлак	1264,332	2230,709	248,16	841,629	303,448	617,779	10,1	6,73	5522,89
Окислы из металлической ванны	0	0	130,726	606,638	0	0	0	0	737,364
Перешло в металл	0	0	0	857,831	0	0	0	0	818,001
Всего	1264,332	2230,709	378,886	590,436	303,448	617,779	10,1	6,733	5402,423
Всего %	23,403	41,291	7,013	10,929	5,617	11,435	0,187	0,125	100

Таблица 27 - Баланс окислительного периода, кг

Элемент	Металл периода плавления	Перешло в металл	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле %
C	621,609	0	0	389,725	231,884	0,222
O	5,197	22,42	0	0	27,617	0,026
Si	0	0	0	0	0	0
Mn	102,988	0	56,026	14,006	32,956	0,032
P	5,323	0	0	0	5,323	0,005
Si	33,404	0	0	0	33,404	0,032
Cu	171,917	0	0	0	171,917	0,165
Ni	0	0	0	0	0	0
Fe	104851,044	667,202	471,83	1100,936	103945,48	99,518
Всего	105791,48	689,622	527,856	1504,667	104448,581	100

Суммарный материальный баланс периода плавления:

Израсходовано, кг

- а) металла - 105791,48;
- б) шлака - 5522,89
- в) технического кислорода – 771,407, в

том числе:

1) кислорода – 768,747 (включая неусвоенный),

2) азота – 3,862;

г) воздуха - 721,664, в том числе:

1) кислорода - 164,201,

2) азота - 549,715,

3) влаги 7,745.

Всего: 112807,441.

Получено, кг;

а) металла - 104448,581;

б) шлака - 5402,423;

в) пыли - 1448,172:

1) MnO – 32,682,

2) FeO – 1415,49.

г) газов - 1500,307, в том числе:

1) CO – 822,737 (от окисления

металла с учетом догорания до CO₂)

2) CO₂ – 125,141 (с учетом догорания

до CO),

3) N₂ - 553,568,

4) H₂ - 0,861.

Всего: 112801,483.

Невязка - $112807,441 - 112801,483 = 5,958$ кг или $\frac{5,958}{112786,79} \cdot 100 = 0,005\%$.

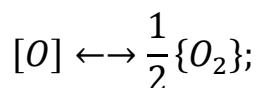
Полученная невязка находится в допустимых пределах.

					22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		47

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

Принимаем, что атмосфера в плавильном пространстве: $p_{O_2} = 1,013 \cdot 10^4 \text{ Па}$, $p_{O_2} = 2,026 \cdot 10^3 \text{ Па}$, остальное азот. Давление в печи $1,01 \cdot 10^5 \text{ Па}$. Для расчета выражаем давление в атмосферах.

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



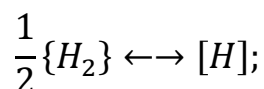
$$K_o = \frac{p_{O_2}^{1/2}}{[O]}; \lg K_o = -\frac{6119}{T} - 0,151.$$

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

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

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

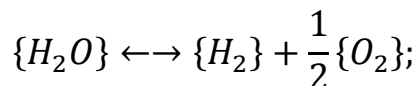
Определим равновесное содержание водорода в металле $[H]_{\text{равн}}$:



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

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

На границе - газ существует равновесие:



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

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

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР

Лист

48

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

Равновесная концентрация водорода:

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

Предельное (стационарное) содержание водорода:

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

Определяем содержание водорода в металле, используя пропорцию:

$$\frac{104448,581 + x}{x} = \frac{100}{1,497 \cdot 10^{-3}}$$

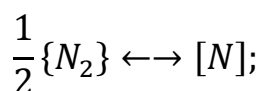
где x – искомая величина, кг;

$104448,581 + x$ – масса металла с учетом содержания водорода, кг;

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

$$x = 1,563 \text{ кг.}$$

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



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

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

Равновесная концентрация азота:

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

Предельное стационарное содержание азота:

					22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		49

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

Определяем содержание азота в металле, используя пропорцию:

$$\frac{104448,581 + x}{x} = \frac{100}{3,566 \cdot 10^{-9}}$$

где x – искомая величина, кг;

$104448,581 + x$ - масса метала с учетом содержания водорода и азота, кг;

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

$$x = 3,724 \cdot 10^{-6} \text{ кг.}$$

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

					22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР	Лист
						50
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		

Обработка стали в печи-ковше

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

После окислительного периода из печи металл выпускают в ковш. В печи остается 10% металла (см. таблицу 28, 29) и 99% шлака, в ковше наводят новый рафинировочный шлак из извести и плавикового шпата, в соотношении 3:1 или 4:1.

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

Элемент	Металл окислительного периода	Осталось в ДСП	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	231,884	23,188	208,696	0,222
O	27,617	2,762	24,855	0,026
Si	0	0	0	0
Mn	32,956	3,296	29,66	0,032
P	5,323	0,53	4,791	0,005
Si	33,404	3,34	30,064	0,032
Cu	171,917	17,192	154,725	0,165
Fe	103945,480	10394,548	93550,932	99,518
Всего	104448,581	10444,858	94003,723	100

Таблица 29 – Количество и состав шлака в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	S	Σ
Шлак окисл. периода	1264,332	2230,709	378,886	590,436	303,448	617,779	10,1	6,733	5402,42
Осталось в ДСП	1251,689	2208,402	375,097	584,532	300,414	611,601	9,999	6,666	5348,39
Всего	12,643	22,307	3,789	5,904	3,034	6,178	0,101	0,067	54,024
Всего, %	23,403	41,291	7,013	10,929	5,617	11,435	0,187	0,125	100

Раскисление шлака. 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.

$$\text{Расход кокса на плавку: } \frac{94003,723 \cdot 0,05}{1000} = 4,7 \text{ кг.}$$

$$\text{Кокс внесет углерода (4) } \frac{4,7 \cdot 86,09}{100} = 4,046 \text{ кг.}$$

Примем, что 10% углерода кокса усваивается металлом.

$$\text{Кокс внесет углерода в металл: } \frac{4,046 \cdot 10}{100} = 0,4046 \text{ кг.}$$

$$\text{Углерод на ракисление шлака: } 4,046 - 0,4046 = 3,641 \text{ кг.}$$

$$\text{Образуется CO (1) } \frac{3,641 \cdot 28}{12} = 8,496 \text{ кг.}$$

$$\text{Потребуется кислорода (2) } 8,496 - 3,641 = 4,855 \text{ кг.}$$

Зола кокса внесет в шлак (4), кг:

$$SiO_2 = \frac{4,7 \cdot 5,84}{100} = 0,274;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{4,7 \cdot 2,4}{100} = 0,113; \text{ в пересчете на } FeO \text{ (5) } - 0,121 \text{ кг.}$$

$$Al_2O_3 = \frac{4,7 \cdot 3}{100} = 0,141;$$

$$CaO = \frac{4,7 \cdot 5}{100} = 0,235;$$

$$MgO = \frac{4,7 \cdot 0,12}{100} = 0,007;$$

$$P_2O_5 = \frac{4,7 \cdot 0,04}{100} = 0,003.$$

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР

Лист

52

Кокс внесет в металл (4), кг:

$$S = \frac{4,7 \cdot 0,6}{100} = 0,028;$$

$$P = \frac{4,7 \cdot 0,01}{100} = 0,0005.$$

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

$$\frac{4,7 \cdot 1,3}{100} = 0,061 \text{ CO}_2.$$

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

$$\text{Восстановится FeO } \frac{6,303 \cdot 90}{100} = 5,673 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{5,673 \cdot 16}{72} = 1,261 \text{ кг.}$$

Осталось FeO в шлаке $6,303 - 5,673 = 0,63$ кг.

Образуется Fe $5,673 - 1,261 = 4,412$ кг.

$$\text{Восстановится MnO } \frac{3,782 \cdot 90}{100} = 3,404 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{3,404 \cdot 16}{71} = 0,767 \text{ кг.}$$

Образуется Mn $3,404 - 0,767 = 2,637$ кг.

Осталось MnO в шлаке $3,782 - 3,404 = 0,378$ кг.

$$\text{Восстановится P}_2\text{O}_5 \frac{0,101 \cdot 90}{100} = 0,091 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{0,091 \cdot 80}{142} = 0,051 \text{ кг.}$$

Образуется P $0,091 - 0,051 = 0,04$ кг.

Осталось P₂O₅ в шлаке $0,101 - 0,091 = 0,01$ кг.

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

FeO – 1,261;

MnO - 0,767;

P₂O₅ - 0,051;

Всего – 2,079.

									Лист
									53
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР				

Коксом связано 4,7 кг кислорода.

Следовательно, из печной атмосферы поступит кислорода:

$$4,7 - 2,079 = 2,621 \text{ кг.}$$

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

Элемент	Металл в ковше	Раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	208,696	0,405	209,1	0,222
O	24,855	0	24,855	0,026
Si	0	0	0	0
Mn	29,66	2,637	32,297	0,034
P	4,791	0,040	4,831	0,005
S	30,064	0,028	30,092	0,032
Cu	154,725	0	154,725	0,165
Fe	93550,932	4,412	93555,344	99,515
Всего	94003,723	7,522	94011,244	100

Таблица 31 - Количество и состав шлака после раскисления, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Шлак в ковше	12,643	22,307	3,789	5,904	0,000	3,034	6,178	0,000	0,101	0,067	53,957
Раскисление	0,274	0,235	-3,404	-5,552	0,000	0,141	0,007	0,000	-0,088	0	-8,387
Всего	12,369	22,072	7,193	11,456	0,000	2,893	6,171	0,000	0,189	0,067	62,344
Всего, %	19,840	35,404	11,537	18,376	0,000	4,641	9,898	0,000	0,303	0,125	100,000

б) Предварительное легирование

После раскисления шлака в металле при содержании углерода 0,153% содержится 0,029% или 26,97 кг кислорода.

Для того что бы осуществить предварительное легирование, добавим в АКП ферромарганец, ферросилиций[5.С,50-53].

Что бы определить количество используемых легирующих необходимо относительно посчитать массу металла в конце плавки. Считаем примерную массу легирующих:

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

где m_i - количество легирующего компонента, кг;

m_{Me} - масса металла, кг;

$[i_{\text{гост}}]$ и $[i_{\text{Me}}]$ – количество в расплаве вещества среднее и имеющееся, равноценно, %

Примерно посчитаем количество металла в ковше, кг:

$$m_{Si} = \frac{94003,723 \cdot (0,55 - 0)}{100} = 517,021;$$

$$m_{Mn} = \frac{94003,723 \cdot (1,6 - 0,034)}{100} = 1472,098;$$

$$m_{\text{Мепрогн}} = \sum m_i + m_{\text{Ме}} = 517,021 + 1472,098 + 94003,723 = 95992,842 \text{ кг}$$

Более точный подсчет используем следующее уравнение:

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

где $m_{\text{леги}}$ - вес легирующего вещества, вводимый в элемент i , кг;
 i - количество элемента i в легирующем веществе, %.

Кремний. Раскисление стали кремнием с помощью ФС20 (12)

$$\frac{95992,842 \cdot (0,55 - 0)}{23} = 2295,481 \text{ кг или } \frac{23 \cdot 2295,481}{100} = 527,96 \text{ кг}$$

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 $\frac{527,96 \cdot 20}{100} = 105,592$ кг кремния и $\frac{2295,481 \cdot 1}{100} = 22,955$ кг алюминия.

Это количество кремния свяжет кислорода $\frac{105,592 \cdot 32}{28} = 120,676$ кг;
алюминий свяжет $\frac{22,955 \cdot 48}{54} = 20,404$ кг кислорода.

При этом образуется и перейдет в шлак: $\frac{105,592 \cdot 60}{28} = 226,262$ кг SiO_2 и

$$\frac{22,955 \cdot 102}{54} = 43,358 \text{ кг } Al_2O_3.$$

ФС 20 внесет в металл, кг:

					22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		55

$$Si = \frac{2295,481 \cdot 80 \cdot 23}{100 \cdot 100} = 422,357;$$

$$Mn = \frac{2295,481 \cdot 1}{100} = 22,954;$$

$$P = \frac{2295,481 \cdot 0,1}{100} = 2,295;$$

$$S = \frac{2295,481 \cdot 0,02}{100} = 0,459;$$

$$C = \frac{2295,481 \cdot 1}{100} = 22,954;$$

$$Fe = \frac{2295,481 \cdot 73,88}{100} = 1695,855.$$

Марганец. Посчитаем используемый низкоуглеродистый ферромарганец ФМн90 (12):

$$\frac{95992,842 \cdot (1,6 - 0,034)}{90} = 1670,275 \text{ кг.}$$

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

Выгорает $\frac{1670,275 \cdot 1,8 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 6,314$ кг кремния.

Это количество свяжет кислорода $\frac{6,314 \cdot 32}{28} = 7,216$ кг.

При этом образуется и перейдет в шлак $\frac{6,314 \cdot 60}{28} = 13,53$ кг SiO_2 .

Ферромарганец вносит в металл, кг:

$$C = \frac{1670,275 \cdot 0,5}{100} = 8,35;$$

$$Si = \frac{1670,275 \cdot 1,8 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 24,05;$$

$$P = \frac{1670,275 \cdot 0,05}{100} = 0,835;$$

$$S = \frac{1670,275 \cdot 0,02}{100} = 0,334;$$

$$Mn = \frac{1670,275 \cdot 90}{100} = 1503,207;$$

$$Fe = \frac{1670,275 \cdot 7,63}{100} = 127,439.$$

Медь. Определяем расход томпака латуни Л96.

$$\frac{95992,842 \cdot (0,55 - 0,165)}{96} = 384,97 \text{ кг.}$$

Поскольку медь и цинк неохотно реагируют с кислородом, они оба остаются в металле.

Латунь вносит в металл, кг:

$$Cu = \frac{384,97 \cdot 96}{100} = 369,562;$$

$$Zn = \frac{384,97 \cdot 4}{100} = 15,398.$$

Азот. Определяем расход порошковой проволоки НК81:

Примем что на 1т металла будет израсходовано 0,35 кг нитрида кремния:

$$95,99 \cdot 0,35 = 33,6 \text{ кг.}$$

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

$$\text{Выгорает } \frac{33,6 \cdot 61,592 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 4,139 \text{ кг кремния.}$$

$$\text{Это количество свяжет кислорода } \frac{4,139 \cdot 32}{28} = 5,017 \text{ кг.}$$

$$\text{При этом образуется и перейдет в шлак } \frac{4,139 \cdot 60}{28} = 8,869 \text{ кг } SiO_2.$$

										Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР					57

Порошковая проволока вносит в металл, кг:

$$Fe = \frac{33.6 \cdot 5.728}{100} = 1,93;$$

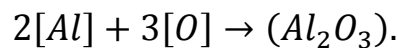
$$Si = \frac{33.6 \cdot 61.592 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 16,556;$$

$$N = \frac{33.6 \cdot 32.68}{100} = 10,98.$$

в) Окончательное раскисление стали

Для окончательного раскисления металла используем алюминий. Необходимо понизить количество кислорода до $0,005\% \left(\frac{0,005 \cdot 95992,842}{100} = 4,8 \text{ кг} \right)$, т.е. связать

$$23,637 - 4,8 = 18,837 \text{ кг},$$



Для этого потребуется алюминия $\frac{18,837 \cdot 54}{48} = 21,192 \text{ кг}$.

Во время раскисления металла образуется и переходит в шлак Al_2O_3

$$\frac{21,192 \cdot 102}{54} = 40,029 \text{ кг}.$$

С учетом остаточного содержания алюминия в металле $0,02\%$
 $\left(\frac{0,02 \cdot 95992,842}{100} = 19,198 \right)$ общий расход алюминия для раскисления
металла примем равным $40,029 + 19,198 = 59,227 \text{ кг}$.

Чтобы внести такое количество алюминия необходимо использовать А97

$$\frac{59,227 \cdot 100}{99,98} = 59,239.$$

А 97 так же внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{59,239 \cdot 0,01}{100} = 0,006;$$

$$Fe = \frac{59,239 \cdot 0,01}{100} = 0,006.$$

									Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата	22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР				58

Шлакообразование

а) Расчет компонентов вносимых известью в шлак.

Благоприятные условия для десульфурации это основность шлака $B = 3,5...4,0$.
Возьмем $B = 4$, считаем:

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

где $m_{(CaO)п.шл}$, $m_{(SiO_2)п.шл}$ - количество CaO и SiO_2 в первом шлаке, кг;

$m_{(CaO)изв}$, $m_{(SiO_2)изв}$ - количество CaO и SiO_2 в извести, кг;

В результате вес извести, кг,

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

где $CaO_{изв}$, $SiO_{2изв}$ - содержание CaO и SiO_2 в извести (см. таблицу 4), %

Тогда масса извести по формуле (13):

$$m_{изв} = \frac{4 \cdot (12,369 + 12,885 + 226,262 + 8,869) - 22,072}{\frac{88}{100} - 4 \cdot \frac{1,3}{100}} = 1231,242 \text{ кг.}$$

Известь внесет в шлак (4), кг;

$$CaO = \frac{88 \cdot 1231,242}{100} = 1083,493;$$

$$SiO_2 = \frac{1,3 \cdot 1231,242}{100} = 16,006;$$

$$MgO = \frac{2 \cdot 1231,242}{100} = 24,625;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,8 \cdot 1231,242}{100} = 9,85;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 1231,242}{100} = 2,46, \text{ в пересчете на } FeO \text{ (5) - } 2,2.$$

А ещё выделиться в атмосферу при прокаливании (4)

$$\frac{7,7 \cdot 1231,242}{100} = 94,806 \text{ кг } CO_2.$$

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР

Лист

59

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.

$$m_{\text{пл.шп}} = \frac{1231,242}{4} = 307,81 \text{ г.}$$

Плавиковый шпат внесет в шлак (4), кг:

$$CaO = \frac{0,5 \cdot 307,81}{100} = 1,539;$$

$$SiO_2 = \frac{3,6 \cdot 307,81}{100} = 11,081;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 307,81}{100} = 0,616;$$

$$CaF_2 = \frac{94 \cdot 307,81}{100} = 289,341;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{1,5 \cdot 307,81}{100} = 4,617, \text{ в пересчете на } FeO(5) - 4,111.$$

А ещё выделиться в атмосферу при прокаливании (4):

$$\frac{0,2 \cdot 307,81}{100} = 0,617 \text{ кг } CO_2.$$

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

$$SiO_2 = 226,262 + 12,885 + 8,869 = 248,016;$$

$$Al_2O_3 = 43,358.$$

г) Расчет компонентов, вносимых футеровкой печи – ковша.

Выбираем футеровку печи – ковша, изготовленную из магнезитохромитового кирпича [7.С,104-106].

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

					22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		60

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

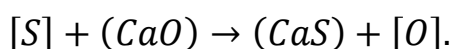
Элемент	Содержится в металле	Легирование и раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	209,1	31,304	240,404	0,244
O	24,855	-18,837	6,018	0,006
Si	0	462,969	462,969	0,471
Mn	32,297	1526,167	1558,464	1,586
P	4,831	3,13	7,961	0,008
S	30,092	0,793	30,885	0,031
Al	0	21,192	21,192	0,022
Zn	0	15,398	15,398	0,016
Cu	154,725	369,562	524,287	0,534
N	0	10,98	10,98	0,011
Fe	93555,344	1825,224	95380,568	97,07
Всего	94011,244	4247,882	98259,126	100

Таблица 33 - Количество и состав шлака десульфурации, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	S	CaF ₂	Σ
Шлак после раскисления	12,369	22,072	7,193	11,45	0	2,893	6,171	0,189	0,067	0	62,4
Известь	15,449	1045,78	0	2,139	0	9,507	23,76	0	0	0	1096,65
Плавиновый шпат	10,700	1,486	0	4,011	0	0,594	0	0	0	279,273	296,064
Продукты раскисления	239,147	0	0	0	0	43,35	0	0	0	0	282,505
Футеровка	2,744	0,844	0	4,370	4,222	0	27,86	0	0	0	40,047
Всего	280,	1070,19	7,193	21,97	4,222	56,35	57,80	0,189	0,067	279,273	1777,67
Всего, %	15,774	60,202	0,405	1,236	0,238	3,17	3,252	0,011	0,004	15,71	100

Полученный шлак имеет высокое содержание CaO, низкое содержание оксидов железа и хрома, содержит более 10% фторида кальция. Такой шлак обладает значительной десульфурующей 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:

Таблица 35 - Масса и состав конечного шлака, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	S	CaF ₂	Σ
Шлак до десульфурации	280,409	1070,19	7,193	21,976	4,222	56,352	57,806	0,189	0,067	279,273	1777,678
Десульфурация	0	0	0	0	0	0	0	0	26,679	0	26,679
Всего	280,409	1070,19	7,193	21,976	4,222	56,352	57,806	0,189	-26,612	279,273	1750,9
Всего, %	16,014	61,119	0,411	1,255	0,241	3,218	3,301	0,011	-1,520	15,949	100

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР

Лист

65

Суммарный материальный баланс восстановительного периода

Израсходовано, кг

- а) металла - 104437,359;
 - б) шлака - 5442,25;
 - в) футеровки ковша - 42,222;
 - г) шлакообразующих – 1485,495 , в том числе:
 - 1) извести – 1,188,396,
 - 2) плавикового шпата – 297,099;
 - д) легирующих элементов и раскислителей – 4029,587 , в том числе:
 - 1)А 97 – 59,239,
 - 2)ФС 20 - 2295,418,
 - 3)ФМн 90 - 1670,23,
 - 4) кокса - 4,7;
 - е) кислорода на окисление кокса, кремния и алюминия -146,382.
- Всего:115583,295.

Получено, кг:

- а) металла – 108251,657, в том числе:
 - 1) в ДСП -10443,736,
 - 2) в ковше - 97807,921;
 - б) шлака – 7139,227, в том числе:
 - 1)ДСП- 5387,83,
 - 2) в ковше - 1751,397;
 - в) газов – 100,658, в том числе:
 - СО₂(известь)- 91,507,
 - СО₂(плав.шпат)- 0,594,
 - СО₂(кокс)-0,061,
 - СО(кокс)- 8,496.
- Всего:115491,542.

Невязка - 115583,295-115491,542=91,753 кг или $\frac{91,753}{115583,295} \cdot 100 = 0,079\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР

Лист

66

Суммарный материальный баланс плавки

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

Отходов б62 - 85958,25;

Л6 - 19041,75;

ФМн 90 - 1670,23;

ФС20 - 2295,418;

А97 – 59,239;

кокса - 4,7;

известки (суммируется по всем периодам) – 3708,396;

плавикового шпата - 297,099;

футеровки печи - 588,365;

футеровки печи-ковша - 42,222;

руды – 6733,545;

газов (суммируется по всем периодам) – 2915,742;

Всего: 123314,956.

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

металла (в ковше и ДСП) – 108251,657;

шлака в ДСП - 5387,83;

шлака печи-ковша - 1751,397;

пыли, уносимой газами (суммируется по всем периодам) - 3571,908;

газов (суммируется по всем периодам) – 4213,344.

Всего: 123176,136.

					22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР	Лист
						67
Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата		

3 МЕРОПРИЯТИЯ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ВЫПУСКАЕМОЙ ПРОДУКЦИИ

3.1 Описать возможные способы нарушения технологического режима и указать способы борьбы с нарушениями

К нарушениям технологического режима выплавки сплава относят:

- неравномерная температура: вверху горячий металл, внизу – холодный;
- прогар футеровки;
- неисправности в работе электродов (например, поломка электродов);
- попадание воды в печь;
- прогар кожуха;
- нарушение системы водоохлаждения (свод, кожух, эркер, газоотсос).

Во всех случаях требуется отключить печь от питания. Если необходимо, провести наладочные работы (заменить неработоспособный электрод, заделать футеровку, наладить систему водоохлаждения) или создать необходимое перемешивание металла (для равномерного обеспечения температуры).

Также, для предотвращения нарушения технологического режима выплавки сплава необходимо:

- своевременно проверять знания обслуживающего персонала;
- использовать материалы соответствующего качества;
- проводить периодический метрологический контроль;
- своевременно проводить планово-предупредительные ремонты;
- проводить исследовательские работы для выяснения конкретных причин брака;
- осуществлять контроль за соблюдением технологии [2.С,23-29].

3.2 Описать возможные виды брака. Спай

Существует множество проблем связанные с тем или иным нарушение технического регламента, их результаты представлены в таблица 37.

Таблица 36 – Виды брака

Несоответствие по геометрии	1. Недолив 2. Неслитина 3. Обжим 4. Подутость 5. Перекос 6. Стержневой перекос 7. Разностенность 8. Стержневой залив 9. Коробление 10. Незалив
-----------------------------	---

Изм.	Лист	№ докум	Подпись	Дата

22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР

Лист

68

Продолжение таблицы

	<ul style="list-style-type: none"> 11. Зарез 12. Вылом 13. Прорыв металла 14. Уход металла
Дефекты поверхности	<ul style="list-style-type: none"> 1. Пригар 2. Спай 3. Ужимина 4. Нарост 5. Залив 6. Засор 7. Плена 8. Просечка 9. Окисление 10. Поверхностное повреждение 11. Складчатость 12. Грубая поверхность 13. Газовая шероховатость
Несплошности в теле отливки	<ul style="list-style-type: none"> 1. Горячая трещина 2. Холодная трещина 3. Межкристаллическая трещина 4. Газовая раковина 5. Ситовидная раковина 6. Усадочная раковина 7. Песчаная раковина 8. Шлаковая раковина 9. Залитый шлак 10. Графитовая пористость 11. Усадочная пористость 12. Газовая пористость 13. Рыхлота 14. Непровар жеребеек (холодильников) 15. Вскип 16. Утяжина
Включения	<ul style="list-style-type: none"> 1. Металлическое включение 2. Неметаллическое включение 3. Королек
Несоответствие по структуре	<ul style="list-style-type: none"> 1. Отбел 2. Половинчатость 3. Ликвация 4. Флокен

Спай - результат соприкосновения двух потоков охлажденного металла
 рисунок 4. Поверхности этих потоков из-за низкой температуры не могут слиться.

К тому же эти поверхности, как правило, покрыты слоем оксидов, также мешающих слиянию потоков. Основными мерами борьбы со спаями являются: повышение температуры металла; применение формовочных материалов с относительно низкой теплоаккумулирующей способностью; сокращение времени заливки металла, в том числе за счет использования центробежного метода.

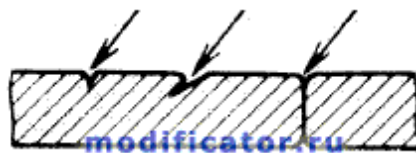


Рисунок 4 – Дефект спай

Спай относится к группе дефектов "Дефекты поверхности".

Причины возникновения спая:

1. Неполностью слившиеся потоки металла с недостаточной температурой.
2. Прерванная заливка.

3.3 Предложите возможные направления модернизации технологии получения продукции

На данный момент существует несколько способов внесения азота в расплавы сталей которые требуют высокого содержания азота по химическому составу. Например при производстве нержавеющей сталей, легированных азотом, для ввода азота используют, как правило, азотированные марганец, феррохром, феррованадий. Известен способ выплавки азотсодержащих сталей, при котором для ввода в расплав азота применяют азотированный феррохром. Однако азотсодержащие сплавы на основе марганца, хрома, ванадия имеют высокую цену, что отражается также на повышении стоимости азотсодержащих сталей, при выплавке которых используют азотсодержащие сплавы.

Известен способ азотирования стали газообразным азотом при внепечной обработке стали в ковше. Подачу газообразного азота в этом случае осуществляют через газонепроницаемую пробку, установленную в днище ковша-печи. Интенсивность продувки расплава газообразным азотом составляет 2,6-4,2 л/т-мин. При этом скорость азотирования зависит от интенсивности продувки азотом и составляет 16-33 ppm/мин. Существует видо измененный способ внесения азота в газовой фазе в расплав. Способ включает раскисление жидкого металла, его легирование элементами, повышающими растворимость азота, продувку расплава азотсодержащими газами[7.С,172-180].

4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ.

Ближайшие эквиваленты стали марки S355JR таблица 38.

Таблица 38 - Аналоги стали S355JR

Франция (AFNOR A 35-501)	E36-2
Англия (BS 4360)	50B
Испания (UNE 36-080)	AE355B
Италия (UNI 7070)	Fe510-B
Бельгия (NBN A 21-101)	AE355-B
Португалия (NP 1729)	Fe510-B

Шахтная дуговая печь.

Шахтная дуговая печь конструкции фирмы Fuchs Systemtechnik создана на базе обычной дуговой печи переменного тока, объем которой увеличен с помощью, так называемой, шахты, устанавливаемой над сводом печи (рисунок 5).

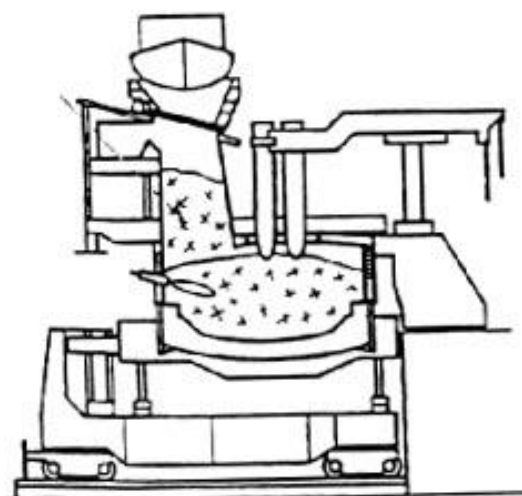


Рисунок 5 – Шахтная дуговая печь

Шахта, при помощи которой загружают в печь 60 % шихты, может отводиться в сторону для загрузки остальной шихты в печь, сечение шахты 2,4 × 6 м имеет возможность загружать стандартный "европейский" лом в кусках длиной до 1,5 м и массой до 400 кг. Лом подогревается в шахте печи за счет теплоты отходящих газов и с помощью газокислородных горелок мощностью по 4 МВт каждая, встроенных в нижней части шахты.

Корпус, свод и шахта печи оснащены водоохлаждаемыми элементами. Печь оборудована специальными соплами для подачи кислорода с целью дожигания технологических газов, встроенными в стены печи.

Крупногабаритные куски, пакеты и стружка не предназначены для подогрева и загружаются первой корзиной в ванну печи. Двумя последующими корзинами загружают через шахту смесь среднегабаритного лома и продукции шреддерной установки. После загрузки первой корзины в шахту начинается процесс расплавления шихты в ванне с помощью дуг и топливно-кислородных горелок.

Одновременно идет подогрев лома в шахте отходящими газами и горелками. Как только лом в зоне рабочего окна нагреется до необходимой температуры, в работу вводится манипулятор подачи кислорода и угольной пыли. По расплавлению всей шихты, достижении заданной температуры и состава металла начинается операция по выпуску стали. В печи оставляют часть металла и шлака. Продолжительность работы под током 35 – 40 мин., продолжительность подготовительных операций – до 15 мин.[8.С,148-160].

					22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		72

5 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ. ДЕЙСТВИЕ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ТОКА НА ОРГАНИЗМ ЧЕЛОВЕКА

5.1 Вредный и травмирующий фактор

Вредный фактор — не благоприятное воздействие на человека, которое приводит к снижению уровня самочувствия и в последующем к заболеваниям.

Травмирующий фактор (так же называемый травмоопасный) — не благоприятное действие на человека, результатом которого является травма или летальный исход.

Все формулировки опасностей (негативных воздействий), определяемые в процессе трудовой деятельности, подразделяют в соответствии с ГОСТ 12.0.003—74 на группы: физические, химические, биологические и психофизиологические (социальные).

Опасные и вредные физические факторы:

– движущиеся машины и механизмы (различные подъемно-транспортные устройства и перемещаемые грузы, незащищенные подвижные элементы производственного оборудования - приводные и передаточные механизмы, режущие инструменты, вращающиеся и перемещающиеся приспособления и др.);

– отлетающие частицы обрабатываемого материала и инструмента;

– электрический ток;

– повышенная температура поверхностей оборудования и обрабатываемых материалов и т. д.

Вредными для здоровья физическими факторами являются:

– повышенная или пониженная температура воздуха рабочей зоны;

– высокие влажность и скорость движения воздуха;

– повышенные уровни шума, вибраций, ультразвука и различных излучений: тепловых, ионизирующих, инфракрасных и др.;

– запыленность и загазованность воздуха рабочей зоны;

– недостаточная освещенность рабочих мест, проходов и проездов;

– повышенная яркость света и пульсация светового потока.

Химические опасные и вредные производственные воздействия по характеру действия на организм подразделяются на следующие группы:

– общетоксические, раздражающие, сенсibiliзирующие (аллергические заболевания), канцерогенные (рост опухолей), мутагенные (воздействие идет на половые клетки организма). В эту группу входят многочисленные пары и газы: пары бензола и толуола, оксид углерода, сернистый ангидрид, оксиды азота, аэрозоли свинца и др.,

– токсичные пыли, образующиеся, например, при обработке резанием бериллия, свинцовистых бронз, латуней и некоторых пластмасс. Сюда относятся также агрессивные жидкости (кислоты, щелочи), которые могут причинить химические ожоги кожного покрова при воздействии с ними.

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР					73

Биологические опасные и вредные производственные факторы: микроорганизмы (бактерии и т. д.) и макроорганизмы (растения и животные), воздействие которых на работающих вызывает травмы или заболевания.

Психофизиологические опасные и вредные производственные факторы: физические перегрузки (статические и динамические) и нервно-психические перегрузки (умственное перенапряжение, перенапряжение анализаторов слуха, зрения и др.) [9.С,10-62].

5.2 Действие электрического тока на организм человека

Ток оказывает термическое, электролитическое и биологическое действие. По видам поражения воздействие разделяют:

-электротравмы - точечные поражение тканей (ожоги, электрические знаки, металлизация кожи);

-электроудары - поражение током всего организма.

По степени воздействия различают:

I степень - судорожные сокращения мышц без потери сознания;

II степень - судорожные сокращения мышц, с потерями сознания;

III степень - потеря сознания, нарушение сердечной и/или дыхательной системы;

IV степень - клиническая смерть, т.е. отсутствие дыхания и кровообращения.

Причинами поражения электрическим током являются:

- случайное воздействие прикосновением;

- появление напряжения на корпусе электрооборудования;

- появление напряжения на отключенных токоведущих частях;

- напряжение шага.

Средства защиты от воздействия током.

При создании средств защиты от результата поражения электрическим током определены следующие принципы обеспечения безопасности для человека:

- снижения опасности воздействия (изоляция; применение малых напряжений);

- уничтожение опасности (защитное отключение);

- блокировки (оградительные устройства);

- информации (сигнализация, знаки безопасности, плакаты);

- слабого звена (защитное заземление).

Средства защиты для нескольких людей от электрического тока:

1. Защитное заземление.

2. Зануление.

3. Защитное отключение.

4. Применение малых напряжений.

5. Изоляция.

6. Оградительные устройства.

7. Сигнализация, блокировка, знаки безопасности, плакаты.

Кроме перечисленных СКЗ, применяются СИЗ (инструменты с изолированными рукоятками, коврики, токоизмерительные клещи и т.п.).

Первая помощь при поражении электрическим током должна оказываться

					22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР	Лист
						74
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

как можно скорее (в течение первой минуты). Необходимо понять, что произошло с человеком, освободить (при необходимости) пострадавшего от действия электрического тока; установить наличие дыхания, пульса, шока; вызвать скорую помощь; при необходимости, проводить реанимационные способы: искусственное дыхание, непрямой массаж сердца[10.С,56-87].

					22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР	Лист
						75
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Во время ознакомления с выпускной квалификационной работой были изучены: принцип работы дуговой сталеплавильной печи ДСП-120, принцип работы Агрегата ковш-печь, а так же машины непрерывного литья заготовок, используемой на предприятии ПАО "Ашинский медзавод".

Описан полный процесс производства на предприятии ПАО «Ашинский медзавод» После проведения расчетов алгоритмов контроля с использованием данных промышленной эксплуатации ЭСПЦ-2 ПАО "АМЗ" подтверждена их работоспособность и получены результаты, близкие к требуемым.

В работе рассмотрены особенности стали S355JR. Произведён расчёт материального баланса плавки, невязка суммарного материального баланса составила 0,079%

Развитие строительных материалов развивалось на равнее с потребностями людей в благоприятном жилье. Последующие изучение различных марок сталей применимых для производства в строительстве, и нуждах масштабного производства изделий из низколегированных сплавов.

В результате сравнения 2 марок стали было выявлены благоприятные свойства марок стали для определенных случаев требуемые в строительстве и в быту. Хочу отметить что сталь S355JR достаточно распространенная сталь обыкновенного качества с повышенной твердостью подходящая для бытовых нужд и производимая в огромных объемах. Производство данной марки стали на предприятии ПАО «Ашинский метзавод» достаточно рентабельно если учитывать правильность выполнения технических регламентов и специальной доработке предложенной мною выше.

Были рассмотрены основные дефекты образующиеся при производстве. Была разобрана тема безопасность от воздействия электрического тока на производстве. Рассмотрены результаты воздействия электрического тока на организм человека. Были расписаны способы обезопасить жизни сотрудников от данной проблемы.

					22.03.02.2017.904.00.ПЗ ВКР	Лист
						76
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Воскобойников, В.Г. Общая металлургия. Учебник для вузов / В.А. Кудрин, А.М. Якушев, В.Г. Воскобойников. - М.: Металлургия 1998. – 768с.
2. 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.
3. Гудин, Ю.А. Производство стали в дуговой печи. Конструкция, технология, материалы: монография / Ю.А. Гудин, И.Ю. Зинуров, А.Д. Кисилев. – Новосибирск: Изд-во НГТУ, 2010. – 547 с.
4. Зиньковский, М.М. Безопасность производственных процессов в черной металлургии – М.: Металлургия, 2002. – 480 с.
5. Поволоцкий, Д. Я. Основы технологии производства стали: Учебное пособие для вузов. – Челябинск: Издательство ЮУрГУ, 2009. – 189 с.
6. Рощин, А.В. Производство стали. Решение практических задач: учебное пособие/ А.В. Рощин, Д.Я. Поволоцкий, В.П. Грибанов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2006. – 72 с.
7. Рябов, А.В. Расчёт процесса электроплавки: Учебное пособие / А.В. Рябов, И.В. Чуманов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. – 175 с.
8. Рябов, А.В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах: Учебное пособие / А.В. Рябов, И.В. Чуманов, М.В. Шишимиров. - Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2007. – 188 с.
9. Свенчанский, А.Д. Электрические промышленные печи/ А. Д. Свенчанский, М. Я. Смелянский. – М.: 2010. – 245 с.
10. Чуманов, И.В. Внепечная обработка стали: Учебное пособие /И.В. Чуманов, А.В.Рябов – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2002. - 43 с.

					150400.62.2016.881.00.ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		77