

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Южно-Уральский государственный университет (национальный исследовательский
университет)»

Кафедра металлургического производства

РАБОТА ПРОВЕРЕНА
Рецензент

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой

2018 г.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ И ПРАКТИЧЕСКОЕ
ПРИМЕНЕНИЕ ВНЕПЕЧНОЙ ОБРАБОТКИ МЕТАЛЛА НА
ПРИМЕРЕ 25ХГСА

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА К ВЫПУСКНОЙ
КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ – 22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР

Консультант
Безопасность жизнедеятельности
преподаватель)
(старший преподаватель)

_____ Е.Е. Чванова

_____ 2018 г

Руководитель проекта
(старший

_____ Е.Е. Чванова

_____ 2018 г.

Автор проекта
студент группы ДО-443

_____ С.И. Сидоркин

_____ 2018

-
г.

Нормоконтролер
(старший преподаватель)

_____ Е.Е. Чванова

_____ 2018 г.

Челябинск 2018 г.

АННОТАЦИЯ

Сидоркин С.И. Теоретические основы и практическое применение внепечной обработки металла на примере 25ХГСА – Челябинск: ЮУрГУ, Кафедра МП; 2018, 93с., 30 ил., библиогр. список - 30 наим., 6 лист чертежа ф.А1.

В выпускной квалификационной работе рассматриваются теоретические основы и практическое применение внепечной обработки металла на примере 25ХГСА.

Произведен материальный и тепловой баланс плавки 25ХГСА. Рассматриваются дефекты сталеплавильного происхождения, рассмотрен зарубежный опыт производства подобной продукции, рассмотрены возможные направления модернизации производства и охрана труда и техника безопасности.

					22.03.02.2018.288.00.ПЗ.ВКР			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разраб.</i>	<i>Сидоркин С.И</i>				<i>Теоретические основы и практическое применение внепечной обработки металла на примере 25 ХГСА</i>	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Провер.</i>	<i>Чванова Е.Е</i>						6	101
		<i>Изм.Изм.</i>			ЮУрГУ кафедра МП			
<i>докум.№</i>	<i>ПодписьПодпи</i>							
<i>ЛистЛистУт</i>								

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	8
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	10
1.1 Описание стали.....	11
1.2 Назначение выплавляемой стали.....	11
1.3 Выбор оборудования для выплавки	14
1.3.1 Теоретические основы и практическое применение внепечной обработки металла.....	15
1.4 Технологическая схема производства.....	20
1.5 Сырьевые материалы необходимые для выплавки.....	22
1.6 . Контроль качества производства.....	23
2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ.....	25
2.1 Назначить и рассчитать технологические параметры выплавки.....	25
2.2 Материальный баланс плавки	26
2.3 Тепловой расчет печи.....	72
3 Возможные дефекты конечного продукта производства	84
3.1. Общие сведения о дефектах конечного продукта производства.....	84
3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения.....	84
3.3 Поры и газовые пузыри.....	84
4. Зарубежный опыт производства подобной продукции.....	87
5 .ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА	89
6. ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ	93
6.1. Общие сведения охраны труда.....	93
6.2 Анализ опасных производственных факторов.....	93
6.3 Анализ вредных производственных факторов.....	94
6.4 Запыленность и загазованность в производственном помещении их влияния на деятельность человека.....	9 5
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	99
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	100

ВВЕДЕНИЕ

Металлургия - это направление в промышленности, которое занимается добычей сырья, производством сплавов, утилизацией отходов и производством продукции из полученных сплавов.

Сталь - это сплав железа с углеродом содержащий до 2,14% углерода. Благодаря высокой прочности, разнообразным свойствам и хорошей способности к утилизации значение стали как важнейшего конструкционного материала, как и раньше, не подлежит сомнению.

Сталь нашла применение практически во всех важнейших отраслях промышленности: строительстве, машиностроении, энергетике, транспорте и др. Кроме разнообразия свойств важнейшими причинами того, что сталь — лидер среди конструкционных материалов, являются постоянные инновации в отрасли и непрерывное повышение эффективности производства. Требования, предъявляемые потребителями в отношении механических, технологических и эксплуатационных свойств стали, выполняются металлургами в широком диапазоне: появляются новые марки стали и технологии их производства.

Таким образом, потребители продукции черной металлургии имеют возможность удовлетворить самые разнообразные требования к стали, например, в отношении прочности и вязкости, свариваемости, стойкости к коррозии и износу. Металлургия предлагает множество марок стали, изделий из них разнообразной формы в горяче- и холоднокатаном состоянии и различного исполнения.

Строительная индустрия является крупнейшим заказчиком продукции черной металлургии: высотное и подземное строительство, строительство гидротехнических сооружений, дорожное строительство, сооружение трубопроводов, подъемных кранов, стальных конструкций (цехов, стадионов и мостов). В черной металлургии непрерывно ведутся исследования по разработке высокопрочных и ультравысокопрочных сталей, которые позволяют создавать большепролетные конструкции. Наряду с высокой прочностью стали характеризуются хорошей вязкостью, в том числе при низких температурах. При этом они хорошо и экономично свариваются. Сварные соединения обладают высокой прочностью и стойкостью к хрупкому разрушению.

Как и в любой другой производственной области, в металлургии постоянно разрабатываются и внедряются новейшие технологии.

Они позволяют снижать финансовые затраты, наращивать объемы производства и улучшать качество. Компании, занимающие лидирующие позиции на рынке, стараются быть в курсе всех инноваций и по возможности используют их.

Новейшие технологии добычи металлов позволяют получать сталь. Она образуется путем соединения углерода с железом и разными легирующими элементами (если есть такая необходимость). Способов ее выплавки

										Лист
										8
Изм.	Лист	№	докум.№	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР				

существует несколько. Одним из самых продуктивных является электросталеплавильный способ

Электроплавильный способ. Суть метода — выплавление качественной легированной стали с помощью дуговых печей. Подобные агрегаты характеризуются тем, что металл в них плавится очень быстро. Кроме того, возможно получение стали и сплавов любого состава. Неметаллические включения, сера и фосфор содержатся в них в небольшом количестве. Использование данного способа пока ограничено из-за высокой стоимости электроэнергии.

Целью выпускной квалификационной работы является изучение теоретических основ и практическое применение внепечной обработки металла на примере 25ХГСА

Актуальность данной темы, заключается в том что, металлургия занимает особое место в промышленности и почти все изделия состоят из металла

В соответствии с целью поставлены следующие задачи:

1. Изучить особенности и методы внепечной обработки металла.
2. Рассчитать материальный баланс плавки 25ХГСА
3. Сделать тепловой расчет печи.
4. Изучить возможные дефекты конечного продукта производства
5. Рассмотреть зарубежный опыт производства подобной продукции
6. Рассмотреть возможные направления модернизации производства.
7. Рассмотреть охрану труда и технику безопасности.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		9

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Описание стали

Хромокремнемарганцевая сталь 25ХГСА является высококачественной сталью содержит 0,25% углерода и по 1 % Cr, Mn и Si и называется хромансилью. Это дешёвая сталь, обладающая хорошими технологическими и механическими свойствами. Сталь сваривается всеми видами сварки, хорошо штампуется, хорошо обрабатывается резанием, прокаливается в сечениях 30- 40 мм. Сталь 25ХГСА обладает высокой прочностью и умеренной вязкостью. Сталь 25ХГСА имеет следующий химический состав ГОСТ 4543-71 приведенный в таблице 1.

Таблица 1 –Химический состав стали

C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Cu	Fe
0,22-0,28	0,9-1,2	0,8-1,1	До 0,3	До 0,025	До 0,025	0,8-1,1	До 0,3	Осн

Основой стали является, Fe самое большое процентное содержание имеют следующие химические элементы Cr, Mn, и Si

Cr- один из самых важных легирующих элементов применяемых в черной металлургии.

Добавка хрома к обычным сталям (до 5% Cr) улучшает их физические свойства и делает металл более восприимчивым к термической обработке. Хромом легируют пружинные, рессорные, инструментальные, штамповые и шарикоподшипниковые стали.

Si - является оснвной частью большого числа сплавов железа и цветных металлов. Si придаёт сплавам высокую устойчивость к коррозии, делает лучше их литейные свойства и повышает механическую прочность

Mn - содержится во всех видах стали и чугуна. Mn в виде ферромарганца применяется для «раскисления» стали при её плавке, то есть для удаления из неё кислорода. Кроме того, он связывает серу, что также улучшает свойства сталей.

Механические свойства стали 25ХГСА приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Механические свойства стали 25ХГСА

Сортамент	Размер	Напр.	s_b	s_T	d_5	y	KCU	Термообр.
-	мм	-	МПа	МПа	%	%	кДж / м ²	-
Пруток, ГОСТ 4543-71	Ø 15		1080	835	10	40	590	Закалка 880°С, масло, Отпуск 480°С, вода,
Лист толстый, ГОСТ 11269-76			490-690		21			Нормализация

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР				Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата					108

Лист толстый, ГОСТ 11269-76			1030		10		490	Закалка и отпуск
--------------------------------	--	--	------	--	----	--	-----	------------------

Продолжение таблицы 2

Лист тонкий, ГОСТ 11268-76			490- 690		21			Нормализация
Лист тонкий, ГОСТ 11268-76			1080		10			Закалка и отпуск

1.2 Назначение выплавляемой стали

Сталь 25ХГСА применяют для изготовления различных улучшаемых деталей: валы, оси, зубчатые колеса ходовые винты корпуса обшивки, лопатки компрессорных машин, работающие при температуре до 200 °С, рычаги, толкатели, ответственные сварные конструкции, работающие при знакопеременных нагрузках, крепежные детали, работающие при низких температурах. Сталь широко применяется в автомобилестроении: для изготовления сварных конструкций, деталей рулевого управления, широкое распространение получила в авиастроении. Рисунок зубчатого колеса изображен на рисунке 1



Рисунок 1 – Зубчатое колесо

1.3 Выбор оборудования для выплавки

Дуговая сталеплавильная печь

Ёмкость электродуговых печей для новых электросталеплавильных цехов выбирают с учетом того, что при ее увеличении заметно улучшаются технико-экономические показатели работы электросталеплавильного цеха. Так, при установке в цехе 200-т печей вместо 100-т удельные капитальные затраты снижаются примерно на 4%, а производительность труда

									Лист
									11
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР				

повышается на 14%. С учетом этих соображений в проектах новых отечественных электросталеплавильных цехов предусматривают установку печей емкостью не менее 100 т.

Емкости печи т . . . 6 12 25 50 100 100 200 Номинальная мощность S трансформатора, МВА 4 8 12,5 32 50 75 125

Общие характеристики дуговой сталеплавильной печи предоставлены в таблице 3

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

Агрегат ковш-печь

Агрегат ковш-печь, также называется агрегатом комплексной обработки стали (АКОС) – это звено в единой технологической схеме с дуговой печью, для доведения металла в ковше, после его выпуска из плавильного агрегата, до заданной температуры и химического состава. Все процессы обработки стали в ковше-печи основаны на подогреве металла электрическими дугами, в сочетании с перемешиванием металла инертным газом.

Благодаря наличию синтетического шлака, соответствующего обрабатываемой марке стали, установка ковш-печь обеспечивает наиболее полное использование раскислителей и легирующих. Горение дуг и

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		12

окисление графитированных электродов создают восстановительную атмосферу и содержание СО на поверхности расплава достигает 70%.

Это обеспечивает очень низкий разбег по содержанию основных элементов от плавки к плавке, который составляет (% , %): для С $\pm 0,01$; Мп $\pm 0,050$; Si $\pm 0,050$; Al $\pm 0,010$.

Футеровка ковша обычно выполняется из высококачественных огнеупорных материалов, чтобы обеспечить длительную обработку хорошо раскисленной стали. Особое внимание уделяется зоне футеровки ковша, находящейся в контакте со шлаком, так называемому «шлаковому поясу». За рубежом для этих целей используют циркониевые, корундо-графитовые или магнезито-графитовые огнеупоры. Корундо-графитовые огнеупоры марок "Alucarbon" имеют плотность от 2,85 до 3,15 г/см³, кажущуюся пористость 5-11%, прочность 35-50 Н/мм² и содержат от 5 до 15% С. Магнезито-графитовые огнеупоры марок "Masarbon" содержат 90-98% MgO и 2-10% С. Использование таких огнеупоров обеспечивает низкий остаточный уровень кислорода в стали.

Разновидностью процесса ковш-печь является способ ASEA-SKF, который за счет дополнительного электромагнитного перемешивания металла обеспечивает низкое остаточное содержание кислорода при меньшем времени обработки. При этом разброс по содержанию основных элементов в серии из 100 плавов следующий (% , %): С $\pm 0,020$; Мп $\pm 0,028$; Si $\pm 0,05$; Al $\pm 0,01$. Однако, этот процесс требует применения ковшей из немагнитных коррозионноустойчивых сталей, предотвращающих замыкание магнитных полей. Поэтому на современном этапе наибольшее распространение получили агрегаты комплексной обработки стали (АКОС). Технические характеристики АКП-100 предоставлены в таблице 4

Таблица 4–Технические характеристики АКП-100

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	$\pm 5 \%$
– низкое напряжение	318,5–132,5	

Продолжение таблицы 4

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	—

Машина непрерывного литья заготовок.

МНЛЗ. машина непрерывного литья заготовок (или УНРС — установка непрерывной разливки стали). В настоящее время около 60 % отливаемых непрерывным литьем заготовок разливается на слябовых МНЛЗ. Жидкая сталь непрерывно заливается в водоохлаждаемую форму, называемую кристаллизатором. Перед началом заливки в кристаллизатор вводится специальное устройство с замковым захватом («затравка»), как дно для первой порции металла. После затвердевания металла затравка вытягивается из кристаллизатора, увлекая за собой формирующийся слиток. Поступление жидкого металла продолжается и слиток непрерывно наращивается. В кристаллизаторе затвердевают лишь поверхностные слои металла, образуя твердую оболочку слитка, сохраняющего жидкую фазу по центральной оси. Поэтому за кристаллизатором располагают зону вторичного охлаждения, называемую также второй зоной кристаллизации. В этой зоне в результате форсированного поверхностного охлаждения заготовка затвердевает по всему сечению. Этот процесс слиткообразования является способом получения слитков неограниченной длины. В этом случае по сравнению с разливкой в изложницы резко уменьшаются потери металла на обрезку концов слитков, которые, например, при литье спокойной стали составляют

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		14

15—25 %. Кроме того, благодаря непрерывности литья и кристаллизации, достигается полная равномерность структуры слитка по всей его длине.

Существует 4 конструкции МНЛЗ:

Непрерывная разливка стали на МНЛЗ состоит в том, что жидкий металл непосредственно из ковша или через промежуточное устройство непрерывно заливается в верхнюю часть водоохлаждаемого кристаллизатора, в который предварительно вводят затравку того же поперечного сечения, что и слиток. Верхний торец затравки служит дном для первых порций металла. По мере затвердевания отливаемая заготовка с помощью тянущих механизмов вытягивается вниз.

Непрерывная разливка стали для отливки сортовых и листовых заготовок характеризуется следующими технико-экономическими преимуществами по сравнению с производством заготовок из слитков:

Значительно сокращается расход металла на тонну готовой продукции (с 12-25 до 3-5%) в результате уменьшения отходов донной и головной частей слитков.

Улучшаются условия труда в разливочном пролете, поскольку отпадает выполнение тяжелых работ по подготовке изложниц к разливке, разделанию слитков и др. Процесс подготовки и разливки на машинах непрерывной литья заготовок (МНЛЗ) является механизированным и в значительной степени автоматизированным вплоть до резки и уборки заготовок.

При непрерывной разливке стали уменьшаются капитальные и эксплуатационные затраты в связи с отсутствием надобности в обжимных станах. [6]

Механизация и автоматизация процесса на МНЛЗ обеспечивает постоянство условий производства и повышение производительности труда примерно на 20-25% по сравнению с цехами, где сталь разливают в слитки.

В связи с этими преимуществами непрерывная разливка стали интенсивно развивается и внедряется во всех странах мира

1.3.1 Теоретические основы и практическое применение внепечной обработки металла.

Внепечная обработка стали — промежуточный передел между выплавкой стали и её разливкой — является относительно новым переделом и обязан своим развитием и успехами в первую очередь достижениям физической химии металлургических процессов и гидродинамики. Внепечная обработка стали начала активно применяться с 60-х годов, главным образом для повышения производительности дуговых сталеплавильных печей и конвертеров, позволяя вынести часть процессов рафинирования из этих агрегатов в ковш. Однако уже начало внедрения современных процессов внепечной обработки показало, что они позволяют существенно улучшить качество стали (механические свойства, коррозионную стойкость, электротехнические показатели и др.), но и получить сталь с принципиально новыми свойствами. Повышение качества стали привело к росту

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		15

работоспособности машин и конструкций при уменьшении их массы. Другим важным фактором, обеспечившим этот результат, явилась возможность гарантированно получать сталь с узкими пределами содержания элементов. Это позволило уменьшить коэффициент запаса прочности, учитываемый при проектировании, с обычных 1,5 — 3,0 до 1,2 — 1,4, то есть примерно в два раза при сохранении низкого качества стали, её однородности, низкого содержания включений. В настоящее время внепечная обработка (ВО) является ключевым звеном современных процессов получения качественной стали. Наиболее широко ВО используется при производстве стали для подшипников, высокопрочных конструкционных марок для нужд судостроения, газонефтяного комплекса (особенно для изделий, работающих в условиях Севера), флокеночувствительной, с особо низким содержанием углерода и неметаллических включений для автомобильной промышленности, электротехники, высокохромистых коррозионных сталей и сплавов.

Основная цель ВО состоит в более быстром и эффективном, чем в сталеплавильной печи, проведении некоторых технологических операций.

Основные задачи внепечной обработки стали

В процессах внепечной обработки ставится задача проведения следующих процессов:

Глубокое раскисление стали, дегазация металла, глубокое удаление серы и фосфора, удаление и модифицирование неметаллических включений, перемешивание металла, выравнивание температуры и состава, получение металла с узкими пределами содержания элементов

В зависимости от возможностей процесса внепечной обработки решаются либо одна задача, либо несколько последовательно или параллельно.

В качестве основных технологических воздействий на металл в ходе внепечной обработки могут рассматриваться:

Вакумирование стали, продувка металла инертным газом, Обработка металла синтетическими шлаками, Обработка металла твердыми порошкообразными материалами.

Вакуумирование стали.

В современной сталеплавильной практике диапазон применения вакуумирования весьма широк. Во-первых, оно является обязательным элементом технологии ковшевой обработки металла, которая широко применяется при производстве качественных сталей массового назначения. Во-вторых, при производстве в небольших объемах сталей специального (особо ответственного) назначения под вакуумом проводят как выплавку, так и разливку стали.

При выплавке сталей массового назначения вакуумированием решают следующие основные задачи:

Удаление из металла водорода до остаточного содержания его не более 1,5-2 мл/100 г, при котором исключается образование внутренних трещин (флокенов) в твердой стали.

Вакуумно-углеродное раскисление стали.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		17

Глубокое обезуглероживание металла, когда углерод является вредной примесью (получение остаточного содержания углерода менее 0,01%, в пределе не более 0,001-0,002%).

С точки зрения конструктивного решения и технологических особенностей могут быть выделены следующие способы вакуумирования стали:

Вакуумирование в ковше, струйное вакуумирование, порционное вакуумирование, циркуляционное вакуумирование.

Вакуумирование в ковше является сравнительно технически простым и относительно дешевым способом. Суть состоит в установке сталеразливочного ковша с металлом в вакуумную камеру, в которой после закрытия крышки с помощью системы вакуумных насосов производится снижение внешнего давления.

Струйное вакуумирование может быть реализовано как при переливе из ковша в другой ковш, установленный в вакуумной камере, так и при разливке в вакууме крупных слитков (более 50 т), когда в вакуумной камере установлена изложница. Особого внимания заслуживает вариант поточного вакуумирования при разливке стали на машине непрерывного литья заготовок.

Порционный и циркуляционный способы вакуумирования объединяет то, что одновременно подвергается вакуумированию только часть металла, засасываемая из ковша в специальную вакуумную камеру. Различие между

способами заключается в способе обмена металла между ковшом и вакууматором. При порционном вакуумировании (процесс ДН) вакуумная камера имеет один патрубок и обновление порции вакуумируемого металла происходит за счет перемещения вакуумной камеры «вверх-вниз». Вакуумная камера для циркуляционного вакуумирования оснащена двумя патрубками, один из которых предназначен для поступления металла в вакууматор (подающий патрубок), другой – для отвода металла из вакууматора (убирающий патрубок). Для организации циркуляции металла после опускания патрубков в ковш с металла в подающий патрубок осуществляется подача инертного газа. Формирующийся «газовый лифт» способствует поступлению в вакууматор новой порции металла из ковша, а возникающее избыточное ферростатическое давление способствует сходу соответствующего количества металла через убирающий патрубок обратно из вакууматора в ковш.

Методы вакуумной обработки стали непрерывно совершенствуются, предлагаются новые решения, позволяющие получать металл высокого качества с использованием более простых методов. Примером может служить процесс РМ. Сущность метода заключается в переменном включении и выключении подачи аргона и вакуумного насоса, вследствие чего металл в цилиндре и в ковше интенсивно пульсирует, что обеспечивает высокую степень его рафинирования. Достоинством установки является возможность высокоэффективной работы без глубокого вакуума

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		17

Продувка инертным газом.

В основном используется аргон как наиболее дешевый из инертных газов (на ряде заводов в качестве перемешивающего газа используют азот, если это позволяют состав и требования к качеству стали).

Способы введения инертного газа:

Через одну или две пористые вставки, установленные в днище ковша,

С помощью погружной фурмы. Через шиберный затвор, предназначенный для разлива стали.

Повышению качества жидкого металла при обработке инертным газом способствуют:

Интенсификация тепло- и массообменных процессов в результате перемешивания, что способствует выравниванию химического состава и температуры металла, ускоряет протекание процессов рафинирования металла от нежелательных примесей.

Частичная дегазация металла от водорода и азота за счет перехода растворенных в металле газов внутрь всплывающих пузырей инертного газа в соответствии с законом Сиверса.

Снижение содержания в металле неметаллических включений за счет интенсификации процессов рафинирования металла от взвеси неметаллической фазы (всплывания, осаждения, коагуляции).

Обработка металла синтетическими шлаками.

Автор технологического приема француз Геррен, предложивший в 30-х годах XX века обработку металла известково-железистым шлаком в целях дефосфорации. Одновременно в России инженер Точинский предложил обработку известково-глиноземистым шлаком, которая получила широкое распространение в 60-е годы XX века. При этом технология обработки состояла в следующем. Путем сплавления извести и глинозема в специальных дуговых печах, футерованных угольными блоками получали шлак состава: 50÷55% CaO, 40÷45% Al₂O₃, не более 2% SiO₂, не более 1% FeO, - с температурой порядка 1700 °С. Выпуск жидкого шлака в количестве 3÷6% от массы металла производили либо в сталеразливочный, либо в промежуточный ковш. Обработка стали осуществлялась в режиме смешения металла и шлака на выпуске.

Повышение качества стали при обработке таким синтетическим (основным, восстановительным) шлаком происходило за счет:

десульфурации металла; повышения эффективности раскисления металла; снижения содержания неметаллических включений за счет инерционного осаждения взвеси неметаллической фазы на всплывающих каплях шлака.

Современные варианты технологической реализации обработки металла синтетическим шлаком:

Элемент комплексной технологии обработки на установке «печь-ковш». Твердые шлакообразующие материалы (CaO, Al₂O₃, CaF₂) в условиях отсечки печного шлака присаживают в ковш на стадии выпуска металла. Ковш подается на стенд подогрева установки «печь-ковш» и в условиях дугового

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		18

нагрева происходит формирование жидкого шлака. Перемешивание шлака с металлом обеспечивается совмещением нагрева и обработки инертным газом.

Вакуум-шлаковая обработка с подачей шлакообразующих материалов в вакуумную камеру. Формирование жидкого шлака происходит за счет тепла металла, либо химического подогрева за счет окисления алюминия.

Открытые (реализуемые при атмосферном давлении) процессы, сочетающие введение твердых шлакообразующих смесей и продувку инертным газом. Формирование шлака происходит за счет тепла металла с частичной компенсацией в виде химического подогрева за счет окисления алюминия. При этом продукт окисления алюминия переходит в шлак как компонент.

Обработка металла твердыми порошкообразными материалами

Суть процесса – создание длительного контакта жидкого металла и твердого реагента в условиях развитой поверхности и интенсивного перемешивания. Система «металл-реагент» быстро приходит в равновесие. Природа реагента и характер протекающих реакций определяется целями обработки.

Увеличение контактной поверхности получают за счет измельчения материалов. Интенсивное перемешивание достигается путем подачи измельченных материалов в токе несущего газа (чаще всего используют аргон, возможно использование воздуха, природного газа, азота). Это ускоряет процессы взаимодействия порошков с металлом, идущие в диффузионном режиме. Кроме того, газ-носитель может оказывать самостоятельное рафинирующее воздействие на металл, повышая эффективность обработки.

Этот технологический прием внепечной обработки получил название «инжекционная металлургия» Его используют в целях:

Десульфурации металла, вдувая в токе аргона металлические порошки (Са, Mg) и порошки шлакообразующих материалов).

Раскисления металла, вдувая в токе аргона металлические порошки (Са, Mg).

Легирования.

Науглероживания

Участок или отделение внепечной обработки является неотъемлемой частью современного сталеплавильного цеха. При этом в его состав могут входить несколько различных агрегатов и установок («печь-ковш», вакууматор, установка гомогенизации и т.п.), что предопределяет значительное разнообразие конкретных технологических схем обработки в зависимости от целей и требований к качеству металла.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		19

1.4 Технологическая схема производства

Технологическая схема производства стали предоставлена на рисунке 2

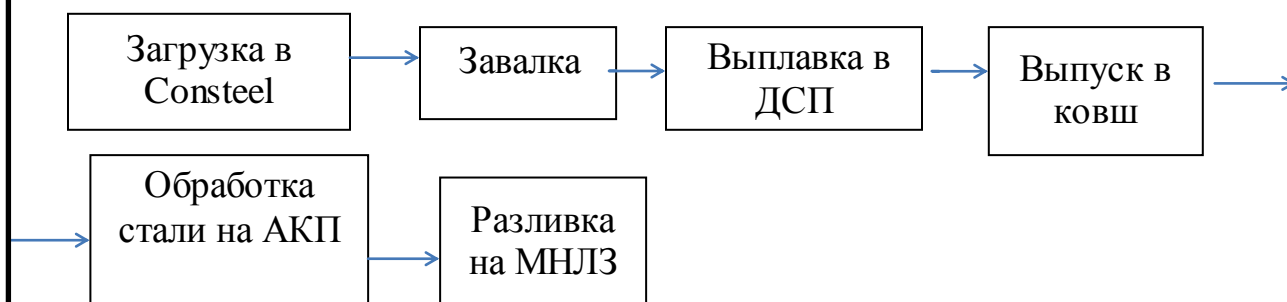


Рисунок 2 - технологическая схема производства.

Загрузка в Consteel Система Consteel на практике доказала, что представляет собой решение для всех проблем, с которыми сталкиваются повсеместно при работе с дуговыми сталеплавильными печами. Эффективное использование энергии, выполнение требований природоохранного законодательства, сокращение мерцания, уменьшение гармоник и увеличение производительности - вот лишь некоторые характеристики системы. Consteel - это процесс, при котором осуществляется непрерывная подача и предварительный нагрев металлической шихты (тяжелого и легкого лома, чугуна, ГБЖ и т.д.) в ДСП с одновременным контролем за газообразными выбросами. Металлический лом загружается в горизонтальные конвейеры периодического действия кранами в копровом цехе. Перед тем как попасть в сталеплавильную печь, лом поступает в секцию предварительного нагрева - туннельную печь - и в этой зоне нагревается горячими газами ДСП, которые движутся в противоположном направлении.

Завалка . На современных электропечах загрузка шихты осуществляется сверху при помощи загрузочных бадей. Старые печи загружают, пользуясь мульдами. В первом случае вся шихта загружается в один-два приема и независимо от емкости печи длительность загрузки составляет 5— 10 мин. Длительность завалки в случае использования мульд зависит от насыпной массы шихты и емкости печи. Завалка мульдами печи емкостью 40 т продолжается 40—50 мин. Для убыстрения завалки, когда представляется возможным, старые печи реконструируют и переводят на завалку сверху.

Быстрая завалка позволяет сохранить тепло, аккумулированное кладкой печи, в результате чего сокращается продолжительность плавления, уменьшается расход электроэнергии и электродов и увеличивается стойкость футеровки.

При завалке сверху порядок укладки шихты в бадье предопределяет расположение ее в печи. Для предохранения подины от удал и в крупных

падающих кусков на дно бадьи желательно загружать небольшое количество мелкого лома. Наиболее крупную шихту догружают попеременно с шихтой средних размеров в центральную часть бадьи так, чтобы в печи крупные куски оказались непосредственно под электродами. По периферии распределяют куски средних размеров, а сверху засыпают мелочь.

Такая последовательность загрузки бадьи обеспечивает наиболее плотную укладку шихты в печи, что очень важно для стабильного горения дуг. Наличие сверху мелочи обеспечивает в начале плавления быстрое погружение электродов и исключает прямое воздействие излучения дуг на футеровку стен, а присутствие в шихте под электродами крупных кусков замедляет проплавление колодцев и исключает возможность погружения электродов до подины раньше, чем накопится слой жидкого металла, защищающий подину от прямого воздействия дуг.

Для достижения оптимальной укладки шихта должна состоять 35—40% из крупного лома, 40—45% среднего и 15—20% мелкого, причем примерно половину мелочи нужно загружать вниз, а вторую половину — поверх остальной завалки.

При наличии в шихте легирующих элементов их надо располагать таким образом, чтобы обеспечивалась максимальная скорость их плавления и минимальный угар. Тугоплавкие металлы, такие как ферромolibден или ферровольфрам, следует загружать в центральную часть бадьи. Легкоплавкие металлы, например никель, в зоне дуг интенсивно испаряются. Для уменьшения потерь их целесообразно загружать ближе к откосам.

Содержание углерода в шихте должно быть на 0,4—0,6% выше нижнего предела в стали заданной марки. Недостающее количество в шихте углерода вводят используя для этого соответствующие присадки углеродсодержащих материалов — чугуна, кокса и электродный бой. В результате введения чугуна в металл увеличивается содержание фосфора, поэтому чугуном пользуются только на плавках с полным окислением и дозируют его в количестве не более 20% от массы шихты. Чугун характеризуется низкой температурой плавления, поэтому его загружают вместе с мелким ломом поверх всей завалки. Кокс и электродный бой для лучшего усвоения загружают поверх первой порции мелкого лома.

Для раннего образования шлака, предохраняющего металл от окисления, и для дефосфорации в процессе плавления в завалку вводят известь в количестве 2—3%. В зависимости от состояния подины известь загружают либо на подину, либо после на часть ранее загруженной металлической шихты. Для дефосфорации металла уже в период плавления на плавках с полным окислением в завалку дают 1,0—1,5% железной руды. При зарастании подины руду засыпают непосредственно на подину, в остальных случаях ее загружают в бадью поверх части металлической шихты.

В случае мультислойной завалки последовательность загрузки должна обеспечивать такой же порядок распределения шихты в печи, как и при бадьевогой загрузке. С целью сокращения длительности загрузки ее целесообразно осуществлять двумя завалочными машинами.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		20

Выплавка в ДСП. Технология плавки стали в ДСП зависит от используемых шихтовых материалов, емкости печи, необходимого качества стали.

Плавка в основной печи на углеродистой шихте. Данная технология применяется на печах малой и средней (≤ 40 т) емкости при выплавке качественных легированных сталей. Плавка состоит из следующих периодов: заправка печи; загрузка шихты; плавление; окислительный период; восстановительный период; выпуск стали.

Выпуск в ковш. Заключительной стадией мартеновского, конвертерного и электросталеплавильного производства стали является выпуск металла в ковш и разливка его по изложницам. Разливка металла не менее ответственная операция, чем предыдущие этапы производства стали. Она требует тщательного проведения и должна обеспечить получение слитков высокого качества. Необходимость четкой организации разливки усугубляется также тем, что за относительно короткий промежуток времени (1—2 ч для 180—400-т плавки) должно быть разлито значительное количество стали в условиях заметного снижения температуры исходного металла (на 30—60 град). От того, насколько правильно и успешно осуществлена разливка, зависят технико-экономические показатели сталеплавильных цехов, оцениваемые не по количеству выпускаемого металла из печи, а по выходу годных слитков.

Качество слитков и, следовательно, выход годных слитков зависят от: тщательности подготовки ковша и изложниц, температурного режима и скорости разливки, формы и размеров изложниц и прибыльных утепляющих надставок и ряда других факторов.

Сталеразливочный ковш. Выпуск металла после окончания плавки из сталеплавильного агрегата производится в разливочный ковш. Сталеразливочный ковш имеет форму усеченного конуса с уширением кверху. Высота ковша примерно равна диаметру его верхней части. Такое соотношение между размерами ковша снижает тепловые потери и обеспечивает оптимально меньшее гидростатическое давление металла. Железный кожух ковша, сварной или клепаный, по окружности опоясан специальным кольцом с цапфами. За цапфы ковш удерживается крюками мостового разливочного крана при выпуске, транспортировке и разливке металла. Внутри кожух ковша футерован шамотным кирпичом. Стойкость футеровки в среднем составляет 20—10 плавков. Емкость ковша обуславливается емкостью печи. Максимальная емкость по ГОСТу составляет 260 т.

В днище футеровки ковша устанавливается стакан, закрываемый пробкой, укрепленной на стопоре. Пробка и стакан выполняются из различных огнеупорных материалов, это способствует более плотному закрыванию отверстия. Стаканы изготавливаются из магнезита, графита, шамота, шамота с магнезитовой втулкой. Пробка — из высокоглиноземистого шамота, графита, андалузита и магнезита.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		21

В зависимости от марки стали и требуемой скорости разливки применяют стаканы с диаметром отверстия от 30 до 40 мм. При разливке кипящей стали чаще всего используют стаканы с отверстием 35—40 мм, для спокойной углеродистой и малолегированной 40—50 мм и для высоколегированной — 60—80 мм.

Подъем и опускание стопора производится при помощи стопорного механизма. При перемещении ползуна при помощи рычага вверх или вниз происходит подъем или опускание стопора и соответственно открывание или закрывание стакана в ковше.

Ручное управление стопорами в последнее время заменяется дистанционным управлением при помощи специального устройства. В гидравлическом устройстве подъем стопора производится штоком гидравлического цилиндра, укрепленного на кожухе ковша.

Жидкость поступает в цилиндр из бака через гибкие шланги при помощи насоса. Изменением направления движения жидкости при помощи системы клапанов достигается открывание и подъем штока со стопором.

Механизация управления стопорами способствует улучшению организации разливки, позволяет стандартизировать условия разливки и соответственно повысить выход годных слитков. Кроме того, облегчается труд разливщика и обеспечивается безопасность его работы. Выпуск металла из печи производится в предварительно подготовленный и подогретый (до 400—700° С) ковш. После выпуска металл выдерживается в ковше в зависимости от температуры и количества металла, марки стали, в течение 5—15 мин. Во время выдержки происходит удаление части продуктов раскисления и газов из металла и выравнивание его состава. При этом наблюдается и некоторое снижение температуры металла: для 180—200-т ковша падение температуры металла составляет примерно один градус в минуту.

1.5 Сырьевые материалы необходимые для выплавки

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) в 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,

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		22

электродный бой или высокоуглеродистые ферросплавы. Шихтовку составляют с учетом особенностей технологии выплавки стали.

На основании вышеизложенного для выплавки стали 25ХГСА даем в завалку нуглеуроживатель чугуна, отходы группы А-3 и следующие легирующие и раскислители

1. ФС-65
2. ФХ-100
3. ФМн-78
4. А-97

1.6 Контроль качества продукции.

Схема контроля качества продукции предоставлена на рисунке 3

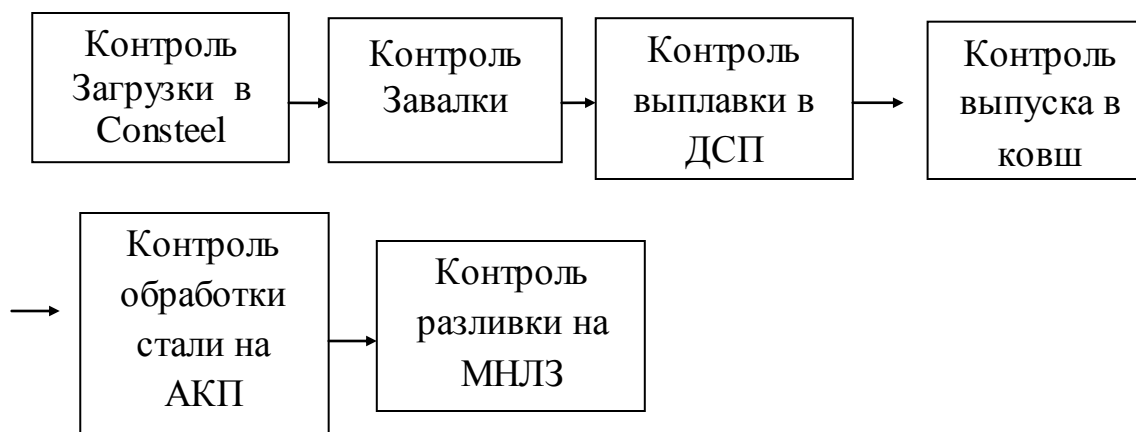


Рисунок 3 – схема контроля качества продукции

Контролер при загрузке в Consteel контролирует температуру, отделяет большие куски металлошихты

Контролер при завалке контролирует габариты, вес, отделяет цветной металл от черного.

Контролер при выплавке в ДСП контролирует температуру, мощность

Контролер при выпуске в ковш контролируют металл от быстрого остывания и воздействия на него атмосферных газов.

Контролер при разливке на МНЛЗ контролирует скорость, температуру

Контролер при обработке на АКП контролирует атмосферу над ванной, регулируемый нагрев металла, интенсивное перемешивание ванны без загрязнения металла атмосферой (вторичного окисления, азотирования), наведение высокоосновного восстановительного шлака

2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

2.1 . Назначить и рассчитать технологические параметры выплавки

Материальный баланс. В оптимальном случае, когда выход металла максимален (90%), а расход чугуна минимален (74%), расход чугуна на 1 т жидкой стали составляет $(74:90) \times 1000 = 822$ кг. Учитывая, что жидкий чугун поступает с некоторым количеством доменного (миксерного) шлака, лом обычно содержит мусор и при разливке неизбежна некоторая потеря металла, для рассматриваемого случая минимальный фактический расход чугуна составляет ~ 830 кг/т и расход металлошихты (чугуна и лома) 1140-1150 кг/т литой стали. При плавке стали в мартеновских печах расход на 1 т литой стали металлошихты <1135 кг, а расход чугуна может быть снижен до < 500 кг. Таким образом, кислородно-конвертерный процесс отличается от мартеновского не только высоким потреблением чугуна, но и металлошихты в целом, т. е. большей емкостью главных видов материальных ресурсов.

Тепловой баланс. Сталь, выпускаемая из конвертера, должна быть нагрета до температуры 1600--1650 °С, в то время как заливаемый в кислородный конвертер чугун обычно имеет температуру 1250--1400 °С. Источником тепла для нагрева стали со шлаком, а также для восполнения потерь тепла с отходящими газами и через кожух конвертера является тепло, выделяющееся при окислении примесей чугуна.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		24

2.2 Материальный баланс плавки

Таблица 5- Химический состав стали 25ХГСА (ГОСТ Р 4543-71), %

Предел	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Mo	V	Cu	Fe
Нижний	0,22	0,9	0,8	н.б.	н.б.	0,8	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	осн.
Верхний	0,28	1,2	1,1	0,025	0,025	1,1	0,3	0,03	0,20	0,15	0,05	0,30	

Расчет шихты.

Таблица 6 - Химический состав, отходов которые предполагается использовать в завалку, %

Содержание элементов						
Материал	C	Si	Mn	P	S	Cr
Чугун	4,00	1,00	1,00	0,04	0,04	-
А-3	0,30	0,30	0,50	0,03	0,03	0,20

Продолжение таблицы 6

Содержание элементов								
Материал	Ni	Ti	Al	W	V	Cu	Mo	Fe
Чугун	-	-	-		0,02	0,20	-	93
А-3	0,15	0,03	0,05	0,08	0,02	0,20	0,05	98,06

Таблица 7 - Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов						
		C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni
чугун	13000	520.000	130.000	130.000	5.200	5.200	-	-
А-3	92000	27.600	27.600	460.000	27.600	27.600	184.000	138.000
Всего	105000	547.600	157.600	590	32.800	32.800	184.000	138.000
Всего %	100	0,521	0,150	0,561	0,031	0,031	0,175	0,131

Продолжение таблицы 7

Материал	Масса	Содержание элементов						
		Ti	Al	W	V	Cu	Mo	Fe
чугун	13000	-	-	-	2.600	26.000	-	12090.000
А-3	92000	27.600	46.000	73.600	1.840	18.400	46.000	90215.200
Всего	105000	27.600	46.000	73.600	4.44	44.4	46.000	102305.200
Всего %	100	0,026	0,043	0,070	0,004	0,0124	0,043	97.43

Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, представлен в таблице 8 и таблице 9.

Таблица 8 - Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

Материал											Потери
	CaO	SiO ₂	MgO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaF ₂	FeO	S		
Известь	88,0	1,30	2,00	-	0,80	0,20	-	-	-	-	7,70
Магнезит	1,00	3,00	93,00	-	1,00	2,00	-	-	-	-	-
Руда	0,10	5,25	0,30	-	4,10	-	-	90,00	0,10	0,15	[O]- 27,70
Электрод	0,12	0,565	-	-	0,317	-	-	-	-	-	[C]- 99,90

Таблица 9 - Химический состав легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

Материал	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo	V	Cu	Al	Fe
ФС 65	-	65,00	0,40	0,05	0,02	0,40	-	-	-	-	2,00	32,13
ФХ 100	0,95	1,45	-	0,02	0,02	72,50	-	-	-	-	-	25,06
ФМн 78	7,00	6,00	78,00	0,05	0,02	-	-	-	-	-	-	8,93
А 97	-	0,01	-	-	-	-	-	-	-	-	99,98	0,01

Выплавка стали в дуговой сталеплавильной печи. Период плавления

Окисление элементов

Таблица 10 - Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавления, %

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

Таблица 11- Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C	547,600	109,520	438,080	0,429
Si	157,600	157,600	0	0
Mn	590	413,000	177,000	0,173

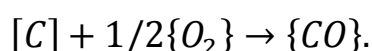
Продолжение таблицы 11

P	32,800	0	32,800	0,032
S	32,800	0	32,800	0,032
Cr	184,000	36,8	147,200	0,144
Ni	138,000	20,700	117,300	0,133
Ti	27,600	27,600	0	0
W	73,600	0	73,600	0,072
Al	46,000	46,000	0	0
Mo	46,000	0	46,000	0,045

Продолжение таблицы 11

V	4,44	0	4,44	0,004
Cu	44,4	0	44,4	0,044
Fe	102305,200	2046,104	100259,096	98,138
Всего	105000,000	2838,694	102161,306	100

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, необходимого для окисления элементов, определяем по формуле

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

Углерод. Образуется CO(3):

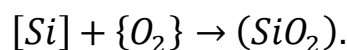
$$m_{CO} = \frac{m_C}{v_C \cdot \mu_C} \cdot v_{CO} \cdot \mu_{CO} = \frac{109,520 \cdot 28}{12} = 255,546 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление углерода

$$m_{O_2}(C) = m_{CO} - m_C = 55.546 - 109.520 = 146.026 \text{ кг}$$

									Лист
									27
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР				

Кремний. Окисление кремния происходит по реакции



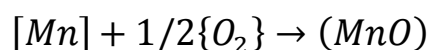
Образуется кремнезема:

$$m_{SiO_2} = \frac{m_{Si}}{v_{Si} \cdot \mu_{Si}} \cdot v_{SiO_2} \cdot \mu_{SiO_2} = \frac{157,600 \cdot 60}{28} = 337,714 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление кремния:

$$m_{O_2}(Si) = m_{SiO_2} - m_{Si} = 337,714 - 157,600 = 180,114 \text{ кг}$$

Марганец. Окисление марганца происходит по реакции:



Образуется (MnO):

$$m_{MnO} = \frac{m_{Mn}}{v_{Mn} \cdot \mu_{Mn}} \cdot v_{MnO} \cdot \mu_{MnO} = \frac{413,000 \cdot 71}{55} = 533,145 \text{ кг}$$

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

С газами теряется $\frac{533,145 \cdot 20}{100} = 106,629 \text{ кг MnO}$, из них $\frac{413,000 \cdot 20}{100} = 82,600 \text{ Mn}$.

В шлак переходит $\frac{533,145 \cdot 80}{100} = 426,516 \text{ кг MnO}$, из них $\frac{413,000 \cdot 80}{100} = 330,400 \text{ Mn}$.

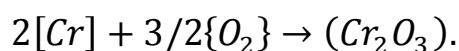
Mn.

потребуется кислорода на окисление марганца

$$m_{O_2}(Mn) = m_{MnO} - m_{Mn} = 533,145 - 413,000 = 120,145 \text{ кг}$$

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

Хром. Окисление хрома происходит по реакции



					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		28

Образуется (Cr_2O_3):

$$m_{\text{Cr}_2\text{O}_3} = \frac{m_{\text{Cr}}}{v_{\text{Cr}} \cdot \mu_{\text{Cr}}} \cdot v_{\text{Cr}_2\text{O}_3} \cdot \mu_{\text{Cr}_2\text{O}_3} = \frac{36,8 \cdot 152}{104} = 53,784 \text{ кг}$$

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

$$\text{С газами теряется } \frac{53,784 \cdot 20}{100} = 10,756 \text{ кг } \text{Cr}_2\text{O}_3, \text{ из них } \frac{36,8 \cdot 20}{100} = 7,36 \text{ кг Cr.}$$

$$\text{В шлак переходит } \frac{53,784 \cdot 80}{100} = 43,027 \text{ кг } \text{Cr}_2\text{O}_3, \text{ из них } \frac{36,8 \cdot 80}{100} = 29,44 \text{ кг Cr.}$$

Потребуется кислорода на окисление хрома

$$m_{\text{O}_2}(\text{Cr}) = m_{\text{Cr}_2\text{O}_3} - m_{\text{Cr}} = 53,784 - 36,8 = 16,984 \text{ кг}$$

Никель, Считаем что во время плавления в зоне электрических дуг испаряется 1,5% никеля, имеющегося в шихте. Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 20.700 кг.

Титан. Оксид титана полностью переходит в шлак

Образуется TiO_2

$$m_{\text{TiO}_2} = \frac{m_{\text{Ti}}}{v_{\text{Ti}} \cdot \mu_{\text{Ti}}} \cdot v_{\text{TiO}_2} \cdot \mu_{\text{TiO}_2} = \frac{27,600 \cdot 80}{48} = 46,000 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление титана

$$m_{\text{O}_2}(\text{Ti}) = m_{\text{TiO}_2} - m_{\text{Ti}} = 46,000 - 27,600 = 18,4 \text{ кг}$$

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

Алюминий. Образуется глинозема:

$$m_{\text{Al}_2\text{O}_3} = \frac{m_{\text{Al}}}{v_{\text{Al}} \cdot \mu_{\text{Al}}} \cdot v_{\text{Al}_2\text{O}_3} \cdot \mu_{\text{Al}_2\text{O}_3} = \frac{46,000 \cdot 102}{54} = 86,888 \text{ кг}$$

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

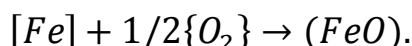
									Лист
									29
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР				

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

Образуется, оксидов железа в пересчете на FeO

$$m_{FeO} = \frac{m_{Fe}}{v_{Fe} \cdot \mu_{Fe}} \cdot v_{FeO} \cdot \mu_{FeO} = \frac{2046,104 \cdot 72}{56} = 2630,705 \text{ кг}$$

по реакции



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

С газами теряется $\frac{2630,705 \cdot 80}{100} = 2104,564 \text{ кг FeO}$, из них $x \frac{2046,104 \cdot 80}{100} = 1636,88 \text{ кг Fe}$.

Fe.

В шлак переходит $\frac{2630,705 \cdot 20}{100} = 526,141 \text{ кг FeO}$, из них $x \frac{2046,104 \cdot 20}{100} = 409,220 \text{ кг Fe}$.

Fe.

Потребуется кислорода на окисление железа

$$m_{O_2}(Fe) = m_{FeO} - m_{Fe} = 2630,705 - 2046,104 = 584,601 \text{ кг}$$

Металл. В конце периода плавления в печи остается следующее количество металла(с учетом угаров элементов): 102161,306 кг, содержание углерода в металле составит 0,429%.

Содержание кислорода в металле определяем по формуле

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

Содержание кислорода в металле $[O] = - \left(\frac{0,00216}{[C]} \right) + 0,00884 = 0,0038\%$

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

$$\frac{101372,716 + x}{x} = \frac{100}{0,0038'}$$

									Лист
									30
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР				

Где x - искомая величина, кг:

$102161,306+x$ - масса металла с учетом содержания кислорода, кг;
 $0,0038$ - содержание кислорода в металле, %.

$$x = 3,882 \text{ кг}$$

Шлакообразование.

Шлак периода плавления образуется из извести, агломерата, составляющих разрушающейся футеровки ванны, стан и свода, оксидов, полученных при окислении компонентов 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) Расчет 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 данном расчете введем 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 Fe_2O_3 соответственно, кг;

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

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

									Лист
									31
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР				

В пересчете на FeO (5):

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

б) Расчет составляющих, поступивших в шлак из футеровки ванны ДСП. Примерный расход магнезитового порошка на заправку печи определяем 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.

Расход магнезитового порошка равен (6):

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

Тогда магнезит внесет 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) Поступление в шлак золы электродов. Расход современных электродов составляет 4...5 кг/т - отечественных фирм - производителей и 1...2 кг/т - зарубежных.

									Лист
									32
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР				

Принимаем, что за время плавки расходуется 4,5 кг/т электродов, т.е. 420 кг. В электроде содержание углерода составляет 99%, тогда окисляется углерода:

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

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

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

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

Количество кислорода необходимого для окисления углерода составит:

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

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

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

Разрушающиеся электроды также вносят в шлак, кг (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) Поступление оксидов в шлак из металла, кг:

$SiO_2 - 337,714;$

$MnO - 426,516;$

$Cr_2O_3 - 43,027;$

$TiO_2 - 46,000;$

$Al_2O_3 - 40,888;$

$FeO - 526,141$

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		33

д) Расчет составляющих, поступивших в шлак из агломерата.
 Содержание FeO в шлаке в конце периода плавления должно быть 15,1%.
 Определяем количество FeO в шлаке, ориентировочно полагая, что шлак в печи в конце периода плавления составляет 5...7% от массы металла или

$$\frac{(102161,306 + 3,882) \cdot 6}{100} = 6129,911 \text{ кг,}$$

где (102271,8614+4,091) - масса с учетом содержания кислорода, кг; шлак составляет 6% от массы металла.

Определяем количество FeO а шлаке:

$$\frac{6129,911 \cdot 15,1}{100} = 925,61 \text{ кг.}$$

Это количество вносится известью, футеровкой, оксидами из металлической ванны и рудой. Известью, футеровкой и оксидами из металлической ванны в шлак внесено $4,536+10,591+526.141,=559,789$ кг FeO.

Тогда руда внесет

$$925,61 - 559,789 = 365,821 \text{ кг } FeO.$$

На образование такого количества FeO потребуется:

железа (1) $\frac{365,821 \cdot 56}{72} = 284,527$ кг и кислорода (2) $365,821-284,527=81,294$ кг.

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

- 1) на окисление углерода – 146,026;
- 2) на окисление кремния – 180,114;
- 3) на окисление марганца – 120,145;
- 4) на окисление хрома – 16,984;
- 5) на окисление титана – 18,4;
- 6) на окисление алюминия – 40,888;
- 7) на окисление железа – 584,601;
- 8) на окисление электродов - 720,72;
- 9) на насыщение металла – 3,882;
- 10) на образование FeO – 81,294.

Всего 1403,834.

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.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		34

Если принять приближенно, что продолжительность плавления в 100 - тонной печи составит 40 минут, то за это время усвоится кислорода $20 \cdot 24,630 \cdot 0,667 = 328,401$ кг ($24,630 = \frac{\pi \cdot 5,6^2}{4}$ - общая суммарная поверхность ванны на уровне откосов, м²). Следовательно, с железной рудой и газообразным кислородом необходимо внести $1403,834 - 328,401 = 1075,433$ кг.

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

$$\frac{1075,433 \cdot 100}{27,7} = 3882,429 \text{ кг}, \quad (8)$$

где 1587,152 - необходимо внести кислорода с железной рудой, кг;
27,7 - содержание кислорода в руде, % (см. таблицу 4).

Руда, кроме кислорода, вносит железа:

$$\frac{3882,429 \cdot 62,3}{100} = 2418,753 \text{ кг}, \quad (9)$$

из них 293,379 кг остается в шлаке в виде FeO, следовательно, переходит в металл железа $3569,659 - 293,379 = 3276,28$ кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{5729,790 \cdot 0,1}{100} = 5,729;$$

$$MgO = \frac{5729,790 \cdot 0,3}{100} = 17,189;$$

$$SiO_2 = \frac{5729,790 \cdot 5,25}{100} = 300,81;$$

$$P_2O_5 = \frac{5729,790 \cdot 0,15}{100} = 8,594;$$

$$Al_2O_3 = \frac{5729,790 \cdot 4,1}{100} = 234,921;$$

$$S = \frac{5729,790 \cdot 0,1}{100} = 5,729.$$

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака и металла (таблица 12 и таблица 13) в конце плавления без учета дефосфорации, с учетом кислорода, растворенного в металле, и применения железной руды (агломерата).

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		35

Таблица 12- Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, КГ

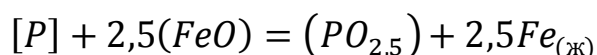
Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Известь	40,95	2772	-	5,67	-	25,2	63	-	-	-	2906,82
Футеровка ванны	17,651	5,884	-	10,591	-	5,884	547,18	-	-	-	587,189
Футеровка стен и свода	10,921	3,36	-	17,387	16,8	6,72	110,883	-	-	-	166,071
Электрод	2,61	0,545	-	-	-	1,464	-	-	-	-	4,619
Оксиды из металлической ванны	337,714	-	426,516	526,141	43,028	86,889	-	46	-	-	1466,288
Всего	409,846	2781,789	426,516	559,789	59,828	126,157	721,063	46	-	-	5130,987
Всего, %	7,99	54,22	8,313	10,91	1,166	2,459	14,053	0,897	-	-	100,00

Таблица 9 - состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле %
C	547,600	-	-	109,520	438,080	0,432
O	-	3,882	-	-	3,882	0,003
Si	157,600	-	157,600	-	0	0
Mn	590	-	330,400	82,600	177,000	0,174
P	32,800	-	-	-	32,800	0,032
S	32,800	-	-	-	32,800	0,032
Cr	184,000	-	29,44	7,36	147,200	0,145
Ni	138,000	-	-	2,07	135,93	0,134
Ti	27,600	-	27,600	-	0	0
Al	46,000	-	46,000	-	0	0
W	73,600	-	-	-	73,600	0,072
Cu	44,4	-	-	-	44,4	0,045
V	4,44	-	-	-	4,44	0,004
Mo	46,000	-	-	-	46,000	0,043
Fe	102305,200	3276,28	409,202	1636,88	103535,398	98,883
Всего	105000	3280,132	1000,242	1857,06	104652,87	100

Окислительная дефосфорация при выплавке стали

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



					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		36

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 14):

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

где (RO) – содержание оксида RO в шлаке (см. таблицу 8), %

μ_{RO} – молекулярная масса оксида RO;

ν_R – количество катионов R^+ в молекуле RO.

Таблица 14 – состав шлака дефосфорации

Состав шлака	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	MgO	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	TiO ₂	PO _{2,5}	Σ
M _{RO}	56	60	71	72	40	102	152	80	71	-
n _{RO}	0,627	0,382	0,106	0,201	0,284	0,061	0,010	0,007	0,002	1,680
X _{RO}	0,373	0,228	0,063	0,120	0,169	0,036	0,006	0,004	0,001	1,000
n _{R+}	0,627	0,382	0,106	0,201	0,284	0,061	0,010	0,007	0,002	1,752
X _{R+}	0,358	0,218	0,060	0,115	0,162	0,070	0,012	0,004	0,001	1,000

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

$$\begin{aligned} \lg \gamma_{FeO} &= \frac{1000}{T} \cdot [2,18 \cdot X_{Mn} \cdot X_{Si} + 5,9 \cdot (X_{Ca} + X_{Mg}) \cdot X_{Si} + 10,5 \cdot X_{Ca} \cdot X_P] = \\ &= \frac{1000}{1873} \cdot [2,18 \cdot 0,060 \cdot 0,218 + 5,9 \cdot (0,358 + 0,162) \cdot 0,218 + 10,5 \cdot 0,358 \cdot 0,001] = \\ &= 0,376 \end{aligned}$$

$$\gamma_{FeO} = 2.375$$

$$\begin{aligned} \lg \gamma_{PO_{2,5}} &\approx \lg \gamma_{FeO} - \frac{10500}{1873} \cdot X_{Ca} = 0,376 - \frac{10500}{1873} \cdot 0,358 = -1,629 \\ \gamma_{PO_{2,5}} &= 0,023 \end{aligned}$$

где x - искомая величина, кг;

101391,349 – x - масса металла с учетом окисления фосфора, кг;

32,8 – x - масса фосфора в металле с учетом окисления фосфора, кг;

0,016 - содержание фосфора в металле, %

$$x = 15,87 \text{ кг.}$$

При этом образуется P_2O_5 (1)

$$\frac{15,87 \cdot 142}{62} = 36,348 \text{ кг.}$$

На окисление фосфора потребуется кислорода (2) $36,348 - 15,87 = 20,478$ кг.

На окисление фосфора потребуется руды (8) $\frac{20,478 \cdot 100}{27,7} = 73,927$ кг.

Руда, кроме кислорода вносит железа (9) $\frac{73,927 \cdot 62,3}{100} = 46,056$ кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{73,927 \cdot 0,10}{100} = 0,073;$$

$$MgO = \frac{73,927 \cdot 0,30}{100} = 0,221;$$

$$SiO_2 = \frac{73,927 \cdot 5,25}{100} = 3,881;$$

$$P_2O_5 = \frac{73,927 \cdot 0,15}{100} = 0,110;$$

$$Al_2O_3 = \frac{73,927 \cdot 4,10}{100} = 3,031;$$

$$S = \frac{74,866 \cdot 0,10}{100} = 0,074.$$

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

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		39

Таблица 15 - Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Известь	40,95	2772	-	5,67	-	25.2	63	-	-	-	2906.82
Футеровка ванны	17,65	5,88	-	10,59	-	5,88	547,18	-	-	-	587,19
Электрод	2,61	0,545	-	-	-	1,46	-	-	-	-	4,6
Окислы из металлической ванны	337.714	-	426.516	526.141	43.028	86.889	-	46.000	36.34	-	1502.636
Руда	304.74	5,803	0	377.202	0	237.99	17,413	0	8.706	5,803	957.657
Всего	409.848	2781.789	426.516	559.789	43.028	126.157	721.063	46.000	45,48	5,803	5167.335
Всего %	7.93	53.83	8.254	10.883	0,900	2.44	11.954	0.962	0.951	0,121	100

С учетом кислорода, растворенного в металле, применения железной руды (агломерата) и процентный состав металла (по расплавлению шихты) представлен в таблице 16.

Таблица 16 - Баланс периода плавления, кг

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле %
C	547,600	-	-	109,520	438,080	0,432
O	-	3,882	-	-	3,882	0,003
Si	157,600	-	157,600	-	0,0	0,000
Mn	590	-	330,400	82,600	177,000	0,174
P	32,800	-	15,87	-	16,93	0,016
S	32,800	-	-	-	32,800	0,032
Cr	184,000	-	29,44	7,36	147,200	0,145
Ni	138,000	-	-	2,07	135,93	0,134
Ti	27,600	-	27,600	-	0,0	0,000
Al	46,000	-	46,000	-	0,0	0,000
W	73,600	-	-	-	73,600	0,072
Cu	44,4	-	-	-	44,4	0,043
V	4,44	-	-	-	4,44	0,004
Mo	46,000	-	-	-	46,000	0,043
Fe	102305,200	-	409,221	1636,88	100259,099	98,883
Всего	105000	3,882	1016,131	1838,43	101379,361	100

Определение количества и состава газов в период плавления
 Общая масса 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:

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

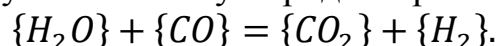
Влажность атмосферного воздуха:

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

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:

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

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

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		41

Для этого необходима окись углерода в количестве:

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

Суммарный материальный баланс периода плавления

Израсходовано, кг:

- а) шихты - 105000, из нее:
 - чугун - 13000;
 - отходы А - 3 - 92000;
 - б) шлакообразующих - 3150, в том числе извести - 3150;
 - в) футеровка ДСП - 756,365, в том числе магнезита – 588,365;
 - г) электродов - 462;
 - д) руды - 1075,433 в том числе:
 - 1) на окисление – 5729,790,
 - 2) на дефосфорацию - 74.866:
 - е) воздуха - 1443,322, в том числе:
 - 1) кислорода - 328,401,
 - 2) азота - 1099,430,
 - 3) влаги - 15,491.
- Всего : 111887,12

Получено, кг:

- а) металла – 101379,361,
 - б) шлака - 5167,335;
 - в) пыли – 2224,02, в том числе:
 - 1) MnO – 106,629,
 - 2) Cr₃O₃ – 10,757,
 - 3) Ni – 2,07,
 - 4) FeO – 2104,564
 - г) газов - 2833,092 в том числе:
 - 1) CO - 975,504 (от окисления металла и электродов с учетом догорания до CO₂),
 - 2) CO₂ - 756,437 (от прокаливания извести и окисления электродов с учетом догорания CO),
 - 3) N₂ - 1099,430,
 - 4) H₂ - 1,721
- Всего: 111603,808

Невязка – 111887,12-111603,808=283,312 кг или $\frac{111887,12}{111603,808} \cdot 100 = 0,253\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		42

Окислительный период

Окисление элементов и шлакообразование

Общий угар металла и отдельных легирующих элементов в период продувки кислородом определяем по данным балансовых плавок 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.

Таблица 17 - Угар элементов при выплавке стали в ДСП в окислительный период, %

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

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла в конце окислительного периода представлен в таблице 18.

Таблица 18- Химический состав металла в конце окислительного периода, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C**	438,080	316,81	121,27	0,122
Si	0	0	0	0,000
Mn	177,000	120,36	56,64	0,057
P	16,93	0	16,93	0,017
S	32,800	0	32,800	0,033
Cr	147,200	23,552	123,648	0,124
Ni	135,93	0	135,93	0,137
Ti	0,0	0	0	0,000
Al	0,0	0	0	0,000
W	73,600	0	73,600	0,074
Cu	44,4	0	44,4	0,045
V	4,44	0	4,44	0,004
Mo	46,000	0	46,000	0,046
Fe	100259,099	1503,886	98755,213	99,34
Всего	101375,479	1964,608	99410,871	100

** Для гарантированного получения заданного состава стали необходимо получить в конце обезуглероживания содержание углерода в металле 0,17%.

Тогда массу окисляющегося углерода определяем по пропорции:

$$\frac{101375,479 - m_{\Delta C}}{438,08 - m_{\Delta C}} = \frac{100}{0,17},$$

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

$101375,479 - m_{\Delta C}$ - масса металла с учетом угара углерода;

$438,08 - m_{\Delta C}$ - масса углерода с учетом его окисления.

$$m_{\Delta C} = 266,194 \text{ кг.}$$

Углерод при окислении образует оксид углерода CO (1)

$$\frac{266,194 \cdot 28}{12} = 621,12 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода (2) $621,12 - 266,194 = 354,926$ кг.

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

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

Образуется MnO (1)

$$\frac{120,36 \cdot 71}{55} = 155,374 \text{ кг.}$$

Испариться MnO

$$155,374 \cdot \frac{20}{100} = 31,075 \text{ кг,}$$

из них Mn

$$120,36 \cdot \frac{20}{100} = 24,072 \text{ кг.}$$

Перейдет MnO в шлак

$$155,374 - 31,075 = 124,299 \text{ кг,}$$

из них Mn:

$$120,360 - 24,072 = 96,288 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		44

Потребуется кислорода для окисления всего марганца (2)

$$155,374 - 120,360 = 35,014 \text{ кг.}$$

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

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

Хром. Образуется хрома Cr_2O_3 (1)

$$\frac{23,552 \cdot 152}{104} = 34,422 \text{ кг.}$$

Испариться Cr_2O_3

$$34,422 \cdot \frac{5}{100} = 1,721 \text{ кг,}$$

из них Cr:

$$23,552 \cdot \frac{5}{100} = 1,178 \text{ кг Cr.}$$

Перейдет в шлак

$$34,422 - 1,721 = 32,699 \text{ кг } \text{Cr}_2\text{O}_3$$

из них Cr

$$23,552 - 1,178 = 22,382 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода на окисление всего хрома (2)

$$34,422 - 23,552 = 10,87 \text{ кг.}$$

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

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

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

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

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

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		45

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

$$\frac{1503,886 \cdot 72}{56} = 1933,568 \text{ кг.}$$

Испариться FeO

$$1933,568 \cdot \frac{70}{100} = 1353,498 \text{ кг,}$$

из них Fe

$$1503,886 \cdot \frac{70}{100} = 1052,72 \text{ кг.}$$

Перейдет в шлак

$$1997,6 - 1398,32 = 580,7 \text{ кг FeO}$$

из них Fe

$$1553,730 - 1087,61 = 451,166 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода для окисления всего железа (2)

$$1933,568 - 1503,886 = 429,682 \text{ кг.}$$

Металл. В конце окислительного периода в печи остаются следующие количество металла (с учетом угара элементов) – 99410,871 кг (см. таблицу 14), содержание углерода в металле составит 0,122% (см. таблицу 14).

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

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

Содержание кислорода в металле (11)

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,122}{0,122} = 0,0347\%.$$

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		46

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

$$\frac{99410,871 + x}{x} = \frac{100}{0,0347}$$

где x - искомая величина, кг;

$99410,871 + x$ - масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

0,0347- содержание кислорода в металле, %,

$$x = 34,508 \text{ кг.}$$

В конце периода плавления в металле было 3,882 кг кислорода, следовательно, на насыщение металла пошло $34,508 - 3,882 = 30,626$ кг.

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

1) на окисление углерода – 354,926;

2) на окисление марганца -35,014;

3) на окисление хрома -10,87;

4) на окисление железа - 429,682;

5) на насыщение металла – 30,626,;

Всего – 861,118

Из опыта известно что примерно 30% окисляются кислородом (FeO), а остальные 70 % - газообразным кислородом, вдуваемым в жидкий металл.

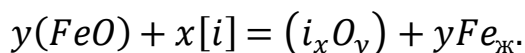
(FeO) идет на окисление углерода, марганца, хрома и насыщение металла.

Следовательно (FeO):

$$(422,413 + 35,014 + 10,87 + 30,626) \cdot \frac{30}{100} = 149,677 \text{ кг кислорода,}$$

а газообразный кислород внесет $861,118 - 149,677 = 711,441$ кг кислорода.

(FeO) окисляется по реакции:



На это расходуется FeO

$$\frac{149,677 \cdot 72}{16} = 673,547 \text{ кг,}$$

где 149.677 - масса кислорода, вносимого FeO;

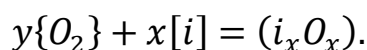
72 и 16 - молекулярные массы FeO и O, соответственно.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		47

При этом в металл переходит железо в количестве:

$$673,547 - 149,677 = 523,869 \text{ кг.}$$

Газообразный кислород окисляет по реакции:



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

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

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

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

Следовательно, кислородным инжектором необходимо внести кислорода:

$$813,72 - 164,0358 = 649,684 \text{ кг.}$$

Определение количества и состава газов в окислительный период

Печная атмосфера. Общая масса кислорода, усвоенного из воздуха,

$$m_{O_2} = 164,201 \text{ кг.}$$

Объем кислорода в воздухе:

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

Количество сопутствующего азота находим из условия, что объемное содержание кислорода в воздухе равно 21 %, тогда

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

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		48

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

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

Объем и масса воздуха составит:

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

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

Влажность атмосферного воздуха:

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

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

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

При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

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

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

Для этого необходимо окись углерода в количестве:

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

Технический кислород. Общая масса кислорода, вносимого кислородным инжектором, составит 649,684 кг. Для того, чтобы внести такое количество кислорода необходимо израсходовать в окислительный период технического кислорода, при 95% - ном усвоении:

$$\frac{649,684 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 687,314 \text{ кг,}$$

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		49

Объем и масса воздуха составит:

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

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

Влажность атмосферного воздуха:

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

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

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

При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

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

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

Для этого необходимо окись углерода в количестве:

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

Технический кислород. Общая масса кислорода, вносимого кислородным инжектором, составит 649,684 кг. Для того, чтобы внести такое количество кислорода необходимо израсходовать в окислительный период технического кислорода, при 95% - ном усвоении:

$$\frac{649,684 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 687,314 \text{ кг,}$$

где 635,14 - необходимо внести кислорода с техническим кислородом, кг;

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

Количество неусвоенного кислорода

$$\frac{687,314 \cdot 5}{100} = 34,365 \text{ кг;}$$

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		50

техническим кислородом так же вносит азот

$$\frac{687,314 \cdot 0,5}{100} = 3,25 \text{ кг,}$$

где 5 - количество неусвоенного кислорода, %;

0,5 - содержание азота в техническом кислороде, %.

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

$$m\{CO_2\} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} = \frac{34,365}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 94,503 \text{ кг.}$$

Для этого потребуется {CO} в количестве 94,503-34,365=60,138 кг.

На основании полученных данных составляем баланс металла окислительного периода (таблица 19 и таблица 20).

Таблица 19- Масса и состав шлака в конце окислительного периода, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Плавильный шлак	409.846	2781.789	426.516	559.789	59.826	1126.15	721.063	46.000	36.34	5,803	5167.335
Окислы из металлической ванны	-	-	124.3	580.07	32.699	-	-	-	-	-	737.069
Перешло в металл	-	-	-	-673.54	-	-	-	-	-	-	-673.54
Всего	409.846	2781.789	550.816	466.312	92.527	127.157	721.063	46.000	36.34	5,803	5230.857
Всего %	7.835	53.18	10.53	8.91	1,769	2.412	13.785	0,88	0.69	0,105	100

Таблица 20 - Баланс окислительного периода, кг

Элемент	Металл периода плавления	Перешло в металл	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле %
C	438,080	-	-	266,194	171,886	0,172
O	3,882	30,626	-	-	34,508	0,035
Si	0,0	-	-	-	0	0,000
Mn	177,000	-	96,288	24,072	56,64	0,057
P	16,93	-	-	-	16,93	0,017
S	32,800	-	-	-	32,800	0,033

Продолжение таблицы 20

Cr	147,200	-	22,382	1,178	123,648	0,124
Ni	135,93	-	-	-	135,93	0,136
Ti	0,0	-	-	-	0	0,000
Al	0,0	-	-	-	0	0,000
W	73,600	-	-	-	73,600	0,074
Cu	44,4	-	-	-	44,4	0,044
V	4,44	-	-	-	4,44	0,004
Mo	46,000	-	-	-	46,000	0,046
Fe	100259,099	523,869	451,166	1052,72	99279,083	99,31
Всего	101379,361	554,495	569,836	1394,78	99969,241	100

Суммарный материальный баланс периода плавления:

Израсходовано, кг

а) металла – 101379,361

б) шлака – 5167,335

в) технического кислорода – 650,496,

в том числе:

1) кислорода – 647,244
(включая неусвоенный),

2) азота - 3,252;

г) воздуха - 721,661, в том числе:

1) кислорода - 164,201,

2) азота - 549,715,

3) влаги 7,745.

Всего: 107918,853

Получено, кг;

а) металла – 99969,241;

б) шлака – 5230,857

в) пыли – 1386,294

1) MnO – 31,075,

2) Cr₂O₃ - 1,721

3) FeO – 1353,498

г) газов – 1878,065, в том числе:

1) CO - 670,281 (от окисления
металла с учетом догорания до
CO₂)

2) CO₂ – 108,354 (с учетом
догорания до CO),

3) N₂ – 1099,430,

4) H₂ - 0,861.

Всего: 108164,457

Невязка – 108164,457-107918,853=245,604кг или $\frac{245,604}{107918,853} \cdot 100 = 0,23\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

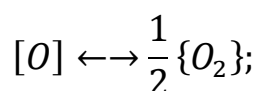
					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		53

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

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

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



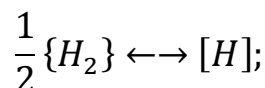
$$K_o = \frac{p_{O_2}^{1/2}}{[O]}; \lg K_o = -\frac{6119}{T} - 0,151.$$

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

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

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

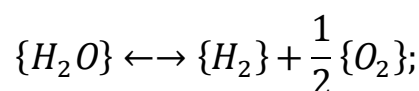
Определим равновесное содержание водорода в металле $[H]_{\text{равн}}$:



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

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

На границе - газ существует равновесие:



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

При 1873 К $lgK_{H_2O} = -\frac{13160}{T} - 3,05 = 3,976$; $K_{H_2O} = 9,466 \cdot 10^3$.
откуда $P_{H_2}^{Ш-Г} = \frac{P_{H_2O}}{K_{H_2} \cdot p_{O_2}^{1/2}} = \frac{0,020}{9,466 \cdot 10^3 \cdot 0,100^{1/2}} = 6,691 \cdot 10^{-6}$ атм.

Равновесная концентрация водорода:

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

Предельное (стационарное) содержание водорода:

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

Определяем содержание водорода в металле, используя пропорцию:

$$\frac{99969,241 + x}{x} = \frac{100}{1,497 \cdot 10^{-3}}$$

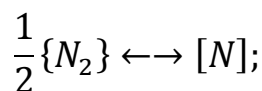
где x – искомая величина, кг;

99969,241+x – масса металла с учетом содержания водорода, кг;

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

$$x = 1,497 \text{ кг.}$$

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



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

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

Равновесная концентрация азота:

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

Предельное стационарное содержание азота:

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		55

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

Определяем содержание азота в металле, используя пропорцию:

$$\frac{99969,241 + x}{x} = \frac{100}{3,566 \cdot 10^{-9}}$$

где x – искомая величина, кг;

$99969,241 + x$ - масса металла с учетом содержания водорода и азота, кг;

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

$$x = 3,555 \cdot 10^{-6} \text{ кг.}$$

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

Обработка стали в печи-ковше

Таблица 21– Количество и состав металла в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

Элемент	Металл окислительного периода	Осталось в ДСП	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	171,886	17,189	154,697	0,172
O	34,508	3,4508	31,057	0,035
Si	0	0	0	0,000
Mn	56,64	5,664	50,976	0,057
P	16,93	1,693	15,237	0,017
S	32,800	3,28	29,52	0,033
Cr	123,648	12,3648	111,283	0,124
Ni	135,93	13,593	122,337	0,136
Ti	0	0	0	0,000
Al	0	0	0	0,000
Wl	73,600	7,36	66,24	0,074
Cu	44,4	4,44	39,96	0,044
V	44,4	0,444	3,996	0,004
Mo	46,000	4,6	41,4	0,046
Fe	99279,083	9927,908	89351,175	99,31
Всего	99969,241	9996,924	89972,371	100

Таблица 22 – Количество и состав шлака в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Шлак окисл. периода	409.846	2781.789	550.816	466.312	92.527	126.157	721.063	46.000	36.34	5.808	5230.857
Осталось в ДСП	405.846	2753.971	545.308	461.649	91.602	124.895	713.852	45.54	35.985	5,781	5178.548
Всего	4.098	27.818	5.508	4.663	0,925	1.262	7.211	0.46	0,363	0,059	52,309
Всего, %	7.835	53.18	10.53	8.915	1,769	2.412	13.785	0,88	0.695	0,113	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 0,5 кг/т.

Примем расход кокса 0,05 кг/т.

$$\text{Расход кокса на плавку: } \frac{8997,317 \cdot 0,5}{1000} = 4,499 \text{ кг.}$$

$$\text{Кокс внесет углерода (4) } \frac{4,499 \cdot 86,09}{100} = 3,873 \text{ кг.}$$

Примем, что 10% углерода кокса усваивается металлом.

$$\text{Кокс внесет углерода в металл: } \frac{3,873 \cdot 10}{100} = 0,387 \text{ кг.}$$

$$\text{Углерод на ракисление шлака: } 3,873 - 0,387 = 3,486 \text{ кг.}$$

$$\text{Образуется CO (1) } \frac{3,486 \cdot 28}{12} = 8,133 \text{ кг.}$$

$$\text{Потребуется кислорода (2) } 8,133 - 3,486 = 4,648 \text{ кг.}$$

Зола кокса внесет в шлак (4), кг:

$$SiO_2 = \frac{4,648 \cdot 5,84}{100} = 0,271;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{4,648 \cdot 2,40}{100} = 0,108; \text{ в пересчете на } FeO \text{ (5) } - 0,101 \text{ кг.}$$

$$Al_2O_3 = \frac{4,648 \cdot 3,00}{100} = 0,135;$$

$$CaO = \frac{4,648 \cdot 5,00}{100} = 0,225;$$

$$MgO = \frac{4,648 \cdot 0,12}{100} = 0,006;$$

$$P_2O_5 = \frac{4,648 \cdot 0,04}{100} = 0,003.$$

Кокс внесет в металл (4), кг:

$$S = \frac{4,648 \cdot 0,6}{100} = 0,027;$$

$$P = \frac{4,648 \cdot 0,01}{100} = 0,0005.$$

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

$$\frac{4,648 \cdot 1,30}{100} = 0,027 CO_2.$$

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

$$\text{Восстановится } FeO \frac{4,663 \cdot 90}{100} = 4,197 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{4,197 \cdot 16}{72} = 0,93 \text{ кг.}$$

Осталось FeO в шлаке $4,663 - 4,197 = 0,466$ кг.

Образуется Fe $4,197 - 0,93 = 3,267$ кг.

$$\text{Восстановится } Cr_2O_3 \frac{0,925 \cdot 90}{100} = 0,833 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{0,833 \cdot 48}{152} = 0,263 \text{ кг.}$$

Образуется Cr $0,925 - 0,833 = 0,092$ кг.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		58

Осталось Cr_2O_3 в шлаке $0,33-0,263=0,57$ кг.

Восстановится $MnO \frac{5,508 \cdot 90}{100} = 4,957$ кг.

Необходимо связать кислорода $\frac{4,957 \cdot 16}{71} = 1,117$ кг.

Образуется Mn $4,957-1,117=3,84$ кг.

Осталось MnO в шлаке $5,508-4,957=0,551$ кг.

Восстановится $P_2O_5 \frac{0,363 \cdot 90}{100} = 0,327$ кг.

Необходимо связать кислорода $\frac{0,327 \cdot 80}{142} = 0,184$ кг.

Образуется P $0,327-0,184=0,153$ кг.

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

$FeO - 0,93;$
 $Cr_2O_3 - 0,263;$
 $MnO - 1,117$
 $P_2O_5 - 0,184;$
Всего - 2,494.

Коксом связано 9,296 кг кислорода.

Следовательно, из печной атмосферы поступит кислорода:

$9,296-2,494=6,802$ кг.

Таблица 23 - Количество и состав металла в ковше после раскисления

Элемент	Металл в ковше	Раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	154,697	0,775	155,472	0,173
O	31,057	-	31,057	0,035
Si	0	-	0	0,000
Mn	50,976	3,84	54,816	0,061
P	15,237	0,153	15,39	0,017
S	29,52	0,054	29,574	0,033
Cr	111,283	0,57	111,853	0,124
Ni	122,337	-	122,337	0,136
Ti	0	-	0	0,000
Al	0	-	0	0,000
W	66,24	-	66,24	0,074
Cu	39,96	-	39,96	0,044

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

22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР

Лист

59

Продолжение таблицы 23

V	3,996	-	3,996	0,004
Mo	41,4	-	41,4	0,046
Fe	89351,175	3,267	89354,442	99,305
Всего	89972,317	7,884	89980,201	100

Таблица 24 - Количество и состав шлака после раскисления, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Шлак в ковше	4.098	27.818	5.508	4.663	0.925	1.262	7.211	0,46	0,363	0	52,309
Раскисление	0,525	0,45	-4.957	-4.197	-0,883	0,27	0,011	-	-0,18	-	-9.428
Всего	4.623	28.268	0,551	0.466	0,092	1.532	7.222	0,46	0,183	0	43,397
Всего, %	10.653	65.138	1.27	1.074	0,212	3.53	16.642	0,968	0,422	0	100

б) Предварительное легирование

После раскисления шлака в металле при содержании углерода 0,172% содержится 0,035% или 31.057 кг кислорода.

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

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

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

где m_i - масса легирующего компонента, кг;

m_{Me} - масса металла, кг;

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

Прогнозируем массу металла в конце плавки, кг:

$$m_{Si} = \frac{89980,201 \cdot (1,05 - 0)}{100} = 944,792;$$

$$m_{Mn} = \frac{89980,201 \cdot (0,95 - 0,061)}{100} = 799,92$$

$$m_{Cr} = \frac{89980,201 \cdot (0,95 - 0,124)}{100} = 743,236;$$

$$m_{Me} = \Sigma m_i + m_{Me} = 944,792 + 799,924 + 743,236 + 89980,201$$

$$= 92468,153 \text{ кг}$$

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		60

Для более точного расчета массы легирующих используем формулу:

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

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

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

$$\frac{92500 \cdot (1,05 - 0)}{65} = 1494,231 \text{ кг или } \frac{65 \cdot 1494,231}{100} = 971,25 \text{ кг}$$

кремния.

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

$$\text{Выгорает } \frac{971,25 \cdot 20}{100} = 194,25 \text{ кг кремния и } \frac{194,25 \cdot 32}{100} = 29,885 \text{ кг алюминия.}$$

Это количество кремния свяжет кислорода $\frac{194,25 \cdot 32}{28} = 222$ кг;
 алюминий свяжет $\frac{29,885 \cdot 48}{54} = 26,564$ кг кислорода.

При этом образуется и перейдет в шлак: $\frac{194,25 \cdot 60}{28} = 416,25$ кг SiO_2 и
 $\frac{29,885 \cdot 102}{54} = 56,45$ кг Al_2O_3 .

ФС 65 внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{1494,231 \cdot 80 \cdot 65}{100 \cdot 100} = 777;$$

$$Mn = \frac{1494,231 \cdot 0,4}{100} = 5,977;$$

$$P = \frac{1494,231 \cdot 0,05}{100} = 0,747;$$

$$S = \frac{1494,231 \cdot 0,02}{100} = 0,299;$$

$$Cr = \frac{1494,231 \cdot 0,4}{100} = 5,977;$$

$$Fe = \frac{1494,231 \cdot 32,13}{100} = 480,098.$$

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		61

Хром. Определяем расход среднеуглеродистого хрома ФХ100(12)

$$\frac{92500 \cdot (0,95 - 0,124)}{72,5} = 1053,862 \text{ кг.}$$

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

$$\text{Выгорает } \frac{1053,862 \cdot 1,45 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 3,056 \text{ кг кремния.}$$

$$\text{Это количество свяжет кислорода } \frac{3,056 \cdot 32}{28} = 3,493 \text{ кг.}$$

$$\text{При этом образуется и перейдет в шлак } \frac{3,056 \cdot 60}{28} = 6,549 \text{ кг } SiO_2.$$

Феррохром вносит в металл, кг:

$$C = \frac{1053,862 \cdot 0,95}{100} = 10,012;$$

$$Si = \frac{1053,862 \cdot 1,45 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 12,225;$$

$$P = \frac{1053,862 \cdot 0,02}{100} = 0,211;$$

$$S = \frac{1053,862 \cdot 0,02}{100} = 0,211;$$

$$Cr = \frac{1053,862 \cdot 72,5}{100} = 764,05;$$

$$Fe = \frac{1053,862 \cdot 25,06}{100} = 264,098.$$

Марганец. Определяем расход низкоуглеродистого ферромарганца ФМн 78 (21)

$$\frac{92500 \cdot (0,95 - 0,061)}{78} = 1054,263 \text{ кг}$$

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

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		62

Выгорает $\frac{1054,263 \cdot 6 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 12,651$ кг кремния.

Это количество свяжет кислорода $\frac{12,651 \cdot 32}{28} = 14,458$ кг.

При этом образуется и перейдет в шлак $\frac{12,651 \cdot 60}{28} = 27,109$ кг SiO_2 .
Ферромарганец вносит в металл, кг:

$$C = \frac{1054,263 \cdot 7}{100} = 73,798;$$

$$Si = \frac{1054,263 \cdot 6 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 50,605;$$

$$P = \frac{1054,263 \cdot 0,05}{100} = 0,527;$$

$$S = \frac{1054,263 \cdot 0,02}{100} = 0,211;$$

$$Mn = \frac{1054,263 \cdot 78}{100} = 822,325;$$

$$Fe = \frac{1054,263 \cdot 8,93}{100} = 94,146.$$

в) Окончательное раскисление стали

Для окончательного раскисления металла используем алюминий.
Необходимо

понизить количество кислорода до 0,005% $\left(\frac{0,005 \cdot 92500,382}{100} = 4,625 \text{ кг}\right)$, т.е
связать

$$31,057 - 4,625 = 2,432 \text{ кг}$$
$$2[Al] + 3[O] \rightarrow (Al_2O_3).$$

Для этого потребуется алюминия $\frac{26,432 \cdot 54}{48} = 29,736$ кг.

Во время раскисления металла образуется и переходит в шлак Al_2O_3

$$\frac{29,736 \cdot 102}{54} = 56,168 \text{ кг.}$$

С учетом остаточного содержания алюминия в металле 0,02%

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		63

$\left(\frac{0,02 \cdot 92500}{100} = 18,5\right)$ общий расход алюминия для раскисления металла примем равным $18,5 + 29,736 = 48,236$ кг.

Чтобы внести такое количество алюминия необходимо использовать А97

$$\frac{48,236 \cdot 100}{99,98} = 48,246.$$

А 97 так же внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{48,246 \cdot 0,01}{100} = 0,005;$$

$$Fe = \frac{48,246 \cdot 0,01}{100} = 0,005.$$

Шлакообразование

а) Расчет компонентов вносимых известью в шлак.

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

Принимая $B = 4$, получим:

$$B = \frac{m_{(CaO)_{п.шл}} + m_{(CaO)_{изв}}}{m_{(SiO_2)_{п.шл}} + m_{(SiO_2)_{изв}}} = 3,8,$$

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

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

Откуда следует что масса извести, кг,

$$m_{изв} = \frac{3,8 \cdot m_{(SiO_2)_{п.шл}} + m_{(CaO)_{п.шл}}}{\frac{CaO_{изв}}{100} - 3,8 \cdot \frac{SiO_{2изв}}{100}}, \quad (13)$$

где $CaO_{изв}$, $SiO_{2изв}$ - содержание CaO и SiO_2 в извести

Тогда масса извести по формуле (13):

$$m_{изв} = \frac{3,8 \cdot (4,623 + 416,25 + 6,549 + 27,109 + 1,185) - 28,268}{\frac{88}{100} - 3,8 \cdot \frac{1,3}{100}} = 2045,449 \text{ кг.}$$

Известь внесет в шлак (4), кг;

$$CaO = \frac{88 \cdot 2245,449}{100} = 1800;$$

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		64

$$SiO_2 = \frac{1,3 \cdot 2245,449}{100} = 26,591$$

$$MgO = \frac{2 \cdot 2245,449}{100} = 40,09;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,8 \cdot 2045,449}{100} = 16,364;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 2045,449}{100} = 4,091, \text{ в пересчете на } FeO \text{ (5) – } 3,682.$$

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

$$\frac{7,7 \cdot 2045,449}{100} = 157,5 \text{ кг } CO_2.$$

б) Расчет компонентов, вносимых плавиковым шпатом.

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

$$m_{\text{пл.шп}} = \frac{2045,449}{4} = 511,362 \text{ г.}$$

Плавиковый шпат внесет в шлак (4), кг:

$$CaO = \frac{0,5 \cdot 511,362}{100} = 2,557;$$

$$SiO_2 = \frac{3,6 \cdot 511,362}{100} = 18,409;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 511,362}{100} = 1,023;$$

$$CaF_2 = \frac{94 \cdot 511,362}{100} = 480,68;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{1,5 \cdot 511,362}{100} = 7,67, \text{ в пересчете на } FeO \text{ (5) – } 6,903.$$

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

$$\frac{0,2 \cdot 511,362}{100} = 1,023 \text{ кг } CO_2.$$

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		65

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

$$SiO_2 = 449,908;$$

$$Al_2O_3 = 56,49.$$

г) Расчет компонентов, вносимых футеровкой печи – ковша.

Выбираем футеровку печи – ковша, изготовленную из магнезитохромитового кирпича.

Расход магнезитохромитовой футеровки на ремонт для печи-ковша емкостью 100 т - 19 кг/т. Срок службы футеровки печи-ковша принимаем 48 плавов. Следовательно, расход футеровки на одну плавку составит:

$$\frac{19 \cdot 100}{48} = 39,583 \text{ кг.}$$

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

$$CaO = \frac{39,583 \cdot 2}{100} = 0,792;$$

$$SiO_2 = \frac{39,583 \cdot 6,5}{100} = 2,573;$$

$$MgO = \frac{39,583 \cdot 66}{100} = 26,125;$$

$$Cr_2O_3 = \frac{39,583 \cdot 10}{100} = 3,958;$$

$$Al_2O_3 = \frac{39,583 \cdot 0,8}{100} = 16,364;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{39,583 \cdot 4}{100} = 1,583, \text{ в пересчете на } FeO \text{ (5) } - 1,425$$

Десульфурация стали шлаком

Таблица 25 - Количество и состав металла во время десульфурации, кг

Элемент	Металл после раскисления шлака	Легирование и раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	155,472	83,81	239,282	0,257
O	31,057	-26,432	4,625	0,005
Si	0	839,835	839,835	0,9

Продолжение таблицы 25

Mn	54,816	822,325	877,141	0.94
P	15,39	1,485	16,875	0,018
S	29,574	0,721	30,295	0,032
Cr	111,853	770,027	781,88	0,839
Ni	122,337	-	122,337	0,131
Ti	0	-	0	0,000
Al	0	18,5	18,5	0,02
W	66,24	-	66,24	0,071

Окончание таблицы 25

Cu	39,96	-	39,96	0,043
V	3,996	-	3,996	0,004
Mo	41,4	-	41,4	0,044
Fe	89354,442	838,345	90192,787	0,967
Всего	89980,201	3348,646	93229,559	100

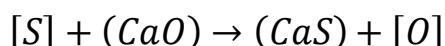
Таблица 26 - Количество и состав шлака десульфурации, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	CaF ₂	Σ
Шлак после раскисления	4.623	28.268	0,551	0.466	0,092	1.532	7.222	0,46	0,183	0	-	43,397
Известь	26.591	1800	-	3.682	-	16.364	40.909	-	-	-	-	1887.546
Плавиновый шпат	18.409	2.557	-	6.903	-	1.023	-	-	-	-	480.68	509.572
Продукты раскисления	449.908	-	-	-	-	56.45	-	-	-	-	-	506.358
Футеровка	2.573	0,792	-	1.425	3.958	16.364	26.125	-	-	-	-	51.237
Всего	502.104	1831.617	0,551	12.476	4.05	91.733	74.256	0,46	0,183	0	480.68	2998.11
Всего, %	16.747	61.09	0,02	0,42	0,135	3.06	2.38	0,015	0,006	0	16.03	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.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		67

Реакция удаления серы в печи – ковше имеет вид:



Конечное содержание серы в металле определяется выражением:

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

где λ - кратность шлака, %;

L_s - коэффициент распределения серы между шлаком и металлом;

$$\lambda = \frac{1168,65}{95790,5} \cdot 100 = 1,22\%.$$

Коэффициент распределения серы находится по эмпирическому выражению:

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

где a_o - активность кислорода в расплаве,

f_s - коэффициент активности серы.

По параметрам взаимодействия первого порядка определим f_s и f_o при $T=1873$ К:

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

$$\begin{aligned} \lg f_o = & -0,20 \cdot 0,005 - 0,45 \cdot 0,159 - 0,131 \cdot 0,303 - 0,021 \cdot 1,215 - \\ & - 0,07 \cdot 0,010 - 0,133 \cdot 0,029 - 0,04 \cdot 0,298 + 0,006 \cdot 0,183 + \\ & + 0,0085 \cdot 0,024 + 0,0035 \cdot 0,031 - 0,3 \cdot 0,07 + 0,013 \cdot 0,216 + \\ & + 3,9 \cdot 0,026 = -0,171; \end{aligned}$$

$$f_o = 0,674$$

$$a_o = f_o \cdot [\%O] = 0,005 \cdot 0,674 = 0,003;$$

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

$$\begin{aligned} \lg f_s = & -0,028 \cdot 0,029 + 0,11 \cdot 0,159 + 0,063 \cdot 0,303 - 0,026 \cdot 1,215 + 0,29 \cdot \\ & \cdot 0,01 - 0,27 \cdot 0,005 - 0,011 \cdot 0,298 + 0,0097 \cdot 0,024 + 0,0027 \cdot 0,031 - 0,016 \\ & \cdot 0,07 - 0,0084 \cdot 0,216 + 0,035 \cdot 0,026 = 0,0089 \end{aligned}$$

$$f_s = 1,021$$

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		68

$$\text{Тогда } \lg L_s = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{59,814 + 0,05 \cdot 4,224}{15,742 + 0,6 \cdot 3,536} - \lg 0,003 + 0,0086 = 2,641;$$

$$L_s = 437,771.$$

$$[S]_K = \frac{100 \cdot 0,029 + 1,22 \cdot 0,059}{100 + 437,711 \cdot 1,22} = 0,0047.$$

Определяем количество удалившейся серы по пропорции

$$\frac{93229.599 - x}{30.295 - x} = \frac{100}{0,005'}$$

где x - искомая величина, кг;

93229,599 – x - масса металла с учетом окисления серы, кг;

30,295 – x - масса серы в металле с учетом окисления, кг;

0,005 - содержание серы в металле, %,

$$x = 26,983 \text{ кг.}$$

Доведение стали до заданного химического состава

Окончательная коррекция металла по химсоставу, если это необходимо, производится порошковой проволокой соответствующих ферросплавов.

Количество и состав металла перед подачей на разливку приведены в таблице 27.

Таблица 27 - Баланс металла после доводки и десульфурации, кг

Элемент	Металл до десульфурации	Десульфурация	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	239.282	-	239.282	0,256
O	4.625	-	4,625	0,005
Si	839.835	-	839.835	0,901
Mn	877.141	-	877.141	0.941

Продолжение таблицы 27

P	16.875	-	16.875	0,018
S	30.295	-26,983	3.312	0,004
Cr	781.88	-	781.88	0,839
Ni	122.337	-	122.337	0,131
Ti	0	-	0	0,000
Al	18.5	-	18.5	0,044
W	66.24	-	66.24	0,071
Cu	39.96	-	39.96	0,043
V	3.996	-	3.996	0,004
Mo	41.4	-	41.4	0,044
Fe	90192.787	-	90192.787	0.967
Всего	93229.599	-26,983	93202.616	100

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

22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР

Лист

69

Видно, что химический состав стали полностью соответствует заданному и не нуждается в корректировке. Окончательный состав шлака восстановительного периода представлен в таблице 28.

Таблица 28 - Масса и состав конечного шлака, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	ΣFeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	CaF ₂	Σ
Шлак до десульфурации	502.104	1831.61	0,551	12.476	4,05	91.733	74.256	0,46	0,183	0	480.68	2998.11
Десульфурация	-	-	-	-	-	-	-	-	-	26.983	-	26.983
Всего	502.104	1831.61	0,551	12.476	4,05	91.733	74.256	0,46	0.183	26.983	480.68	3025.09
Всего, %	16.598	60.547	0,018	0,412	0,134	3,032	2.455	0,015	0,006	0.892	15,90	100

Суммарный материальный баланс восстановительного периода

Израсходовано, кг

- а) металла – 99969,241;
 - б) шлака – 5230,857;
 - в) футеровки ковша – 39,583;
 - г) шлакообразующих – 2556,811 , в том числе:
 - 1) извести – 2045,449,
 - 2) плавикового шпата – 511,362;
 - д) легирующих элементов и раскислителей – 3659,599 , в том числе:
 - 1)А 97 – 48,246,
 - 2)ФС 65 – 1494,231.,
 - 3)ФХ100 – 1053,862
 - 4)ФМн 78 – 1054,263,
 - 5) кокса – 8,997
 - е) кислорода на окисление кокса, кремния и алюминия -275,811.
- Всего:111731,902

Получено, кг:

- а) металла – 103199,54 в том числе:
 - 1) в ДСП -9996,924,
 - 2) в ковше – 93202,616;
 - б) шлака – 8203,641, в том числе:
 - 1)ДСП- 5178,548,
 - 2) в ковше – 3025,093;
 - в) газов – 174,844, в том числе:
 - СО₂(известь)- 157,5,
 - СО₂(плав.шпат)-1,023 ,
 - СО₂(кокс)-0,054,
 - СО(кокс)-16,267.
- Всего:111578,025

Невязка – $111731,902 - 111578,025 = 153,877$ кг или $\frac{153,877}{111731,902} \cdot 100 = 0,014\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах

Суммарный материальный баланс плавки

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

Чугуна -13000

Отходов А-3 - 92000;

ФМн78 – 1054,263;

ФХ-100 – 1053,862 ;

ФС65 – 1494,231 ;

А97 – 48,246;

кокса – 4,498;

известки (суммируется по всем периодам) – 5195,449;

плавикового шпата – 511,362 ;

футеровки печи – 756,365;

футеровки печи-ковша – 39,583;

газов (суммируется по всем периодам) – 41,66273

Всего:119624,27

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

металла (в ковше и ДСП) – 103199,54;

шлака в ДСП – 5178,548;

шлака печи-ковша – 3025,093;

пыли, уносимой газами (суммируется по всем периодам) – 3610,314;

газов (суммируется по всем периодам) – 4886,001.

Всего: 119895,44.

Невязка – $119624,27 - 119899,496 = -271,27$ кг или $\frac{-271,27}{119624,27} \cdot 100 = -0,23\%$.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		71

2.3 Тепловой расчет печи.

Статьи прихода теплоты

Количество тепла, вносимое электрической энергией, W_1 измеряют с достаточно высокой точностью счётчиками активной энергии, которые устанавливают на печи. Количество тепла, ГДж, определяем по формулам:

$$W_{1.1} = K \cdot P_{\text{эл.плл}} \cdot \tau_{\text{плл}} / 60,$$

$$W_{1.2} = K \cdot P_{\text{эл.ок}} \cdot \tau_{\text{ок}} / 60,$$

где, K – коэффициент использования мощности; $\tau_{\text{плл}}$ – время периода плавления, мин; $P_{\text{эл.плл}}$ – мощность, вводимая в период плавления, МВт; $P_{\text{эл.ок}}$ – мощность, вводимая в окислительный период, МВт; $\tau_{\text{плл}}$ – время окислительного периода, мин, [1]

Тогда количество тепла:

$$W_{1.1} = 0,93 \times 55,8 \times 26 / 60 = 22,648 \text{ МВт} \cdot \text{ч},$$

$$W_{1.2} = 0,97 \times 56,1 \times 11 / 60 = 9,976 \text{ МВт} \cdot \text{ч},$$

$$W_1 = W_{1.1} + W_{1.2} = 22,648 + 9,976 = 32,624 \text{ МВт} \cdot \text{ч} (117,448 \text{ ГДж}),$$

Количество тепла, поступающего с шихтой :

вносимого шихтой первой корзины

$$W^1_2 = K_{\text{у.св}} \times m_{\text{ш1}} \times C_{\text{ш1}} \times (t_{\text{ш}} - t_{\text{н}}),$$

вносимого шихтой второй корзины

$$W^2_2 = m_{\text{ш2}} \times C_{\text{ш2}} \times t_{\text{ш}},$$

где $K_{\text{у.св}}$ – коэффициент теплоусвоения при подогреве шихты отходящими газами

$m_{\text{ш1,2}}$ – масса шихты в первой, второй корзине, кг;

$C_{\text{ш1,2}}$ – удельная теплоёмкость скрапа, Дж/(кг×К);

$t_{\text{ш}}$ – температура, при которой шихта загружается в печь, °С;

$t_{\text{н}}$ – начальная температура шихты, °С; [9]

Тогда находим количество тепла вносимое шихтой:

$$W^1_2 = 0,47 \times 58000 \times 650 \times (800 - 20) = 1,38 \times 10^{10} \text{ Дж},$$

$$W^2_2 = 47000 \times (0,469 + 1,047 \times 10^{-3} \times t_{\text{ш}} + 1,256 \times 10^{-6} \times t_{\text{ш}}^2) \times t_{\text{ш}} = 4,61 \times 10^8 \text{ Дж}$$

$$W_2 = W^1_2 + W^2_2 = 13,8 \times 10^9 + 0,461 \times 10^9 = 14,261 \times 10^9 \text{ ГДж}$$

Количество тепла, поступающего с известью :

$$W_3 = m_{\text{изв}} \times C_{\text{изв}} \times t_{\text{изв}}$$

где $C_{\text{изв}}$ – удельная теплоёмкость извести,

$$C_{\text{изв}} = 0,887 + 5,734 \times 10^{-5} \times (273 + t_{\text{ш}}) - 1,231 \times 10^{-4} \times (273 + t_{\text{ш}})^2 = \\ = 0,887 + 5,734 \times 10^{-5} \times 293 - 1,231 \times 10^{-4} \times 293^2 = 0,760 \text{ кДж/(кг} \cdot \text{К)}$$

Тогда

$$W_3 = 5195 \times 0,76 \times 20 = 0,079 \text{ ГДж},$$

Тепло экзотермических реакций W_4 . Определяем W_4 согласно составленного материального баланса. Энергия экзотермических реакций окисления компонентов

Металлошихты выделяется в различных зонах рабочего пространства ДСП: на поверхности кусков шихты, в жидкой ванне и в газовой фазе, что

									Лист
									72
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР				

предопределяет различную степень полезного использования выделяющегося тепла. Эффективное использование W_4 во многом определяет энергетическую эффективность ДСП. Тепло экзотермических реакций определяем по формуле

$$W_4 = m_{эл} \times \Delta H_{эл} ,$$

где $m_{эл}$ – масса элемента, окисляющегося за период, кг;

$\Delta H_{эл}$ - тепловой эффект реакций окисления элемента, МДж/кг

Исходными данными для расчёта теплового эффекта химической реакции могут служить теплоты образования веществ, участвующих в реакции. Для расчёта теплового эффекта реакции при любой температуре T , используем следующее выражение

$$\Delta H_T^0 = \Delta H_{298}^0 + \int_{298}^T \Delta C \, dC$$

где ΔH_{298}^0 - тепловой эффект реакций окисления в стандартных условиях, кДж/моль;

C_p - теплоёмкость, Дж/ (К×моль);

Если внутри рассматриваемого интервала температур один или несколько участников реакции испытывают фазовые превращения, температурный интервал разбивают на несколько частей:

$$\Delta H_T^0 = \Delta H_{298}^0 + \int_{298}^T \Delta C \, dT \pm v \cdot \Delta H + \int_{T \text{ прев}}^T \Delta C \, dT$$

Тепло экзотермических реакций определяем суммированием теплот реакций, идущих с отрицательным эффектом:

[Si]+{O ₂ }→(Si O ₂)	157,6× 29,51= 4650,776 МДж
[Mn]+0,5{O ₂ }→(Mn O)	413× 7,41= 3060,33 МДж
[Fe]+1,5{O ₂ }→(Fe ₂ O ₃)	7986,7× 7,29= 58223,043 МДж
[Fe]+0,5{O ₂ }→(Fe O)	1089,1× 4,11= 4476,2 МДж
[CO]+0,5{O ₂ }→(C O)	865,8× 10,08= 8727,3 МДж
[C]+0,5{O ₂ }→(C O)	1653,9× 11,43= 18904,1 МДж
2[P]+2,5{O ₂ }→(P ₂ O ₅)	15,9× 21,57= 342,963 МДж
2[Cr]+1,5{O ₂ }→(Cr ₂ O ₃)	60,4× 11,33= 684,332 МДж

Следовательно, $W_4 = 99,07$ ГДж

Энергия, поступающая от газокислородных горелок,

$$W_5 = N \cdot P \cdot \tau / 60,$$

где N - количество работающих горелок;

P - мощность горелок, Вт;

τ – время работы горелок, мин.

Тогда

$$W_5 = 4 \cdot 5 \cdot 10^6 \cdot 28 / 60 = 9,3 \text{ МВт} \cdot \text{ч} (33,48 \text{ ГДж}),$$

Тепло шлакообразования:

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		73

$\text{SiO}_2 \rightarrow (\text{CaO})_2 \text{SiO}_2 \quad 337,7 \cdot 2,32 \cdot 60/28 = 16,789 \cdot 10^8 \text{ Дж};$
 $\text{P}_2\text{O}_5 \rightarrow (\text{CaO})_3 \text{P}_2\text{O}_5 \quad 36,348 \cdot 4,7 \cdot 142/62 = 3,913 \cdot 10^8 \text{ Дж}.$
 Следовательно $W_6 = (16,789 + 3,913) \cdot 10^8 = 2,07 \text{ ГДж}.$

Тепло, выделенное в печи от окисления графитизированных электродов, можно определить только ориентировочно, несмотря на то, что взвешиванием можно точно установить массу израсходованных за плавку(или за период) электродов. При определении W_7 следует помнить, что не вся масса израсходованных за плавку электродов сгорает в печи. Часть углерода электродов окисляется лишь до окиси, а часть уносится с газами в виде сажи, учесть которую невозможно из-за попутного уноса из печи и других компонентов. Учитываем согласно рекомендациям в приходной части баланса лишь 60 % от потенциально возможного W_7 . Тогда тепло от окисления электродов

$$W_7 = 0,6 \cdot \Delta m_3 \cdot q_c,$$

где Δm_3 – масса израсходованных электродов, кг ;
 q_c – тепловой эффект окисления графита, МДж/кг.

Тогда $W_7 = 0,6 \cdot 462 \cdot 33,5 = 9,29 \text{ ГДж}.$

Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки:

$$W_8 = W_M + W_{\text{шл}},$$

$$W_M = m_M \cdot C_M \cdot t_M,$$

$$W_{\text{шл}} = m_{\text{шл}} \cdot C_{\text{шл}} \cdot t_{\text{шл}},$$

где $m_{M, \text{шл}}$ – масса металла и шлака, кг.

Тогда $W_8 = 14000 \cdot 0,838 \cdot 1667 + 3100 \cdot 1,25 \cdot 1700 = 26,145 \text{ ГДж}$

Тепло, вносимое воздухом и газообразным кислородом,

$$W_9 = V \cdot c \cdot T,$$

где V – объём воздуха или кислорода, м^3 ;

c – теплоёмкость воздуха или кислорода, $\text{кДж}/(\text{м}^3 \cdot \text{К})$;

T – температура воздуха или кислорода, К .

Тогда

$$W_B = 1183,05 \cdot 1,327 \cdot 293 = 0,46 \cdot 10^9 \text{ Дж},$$

$$W_K = 731,59 \cdot 1,31 \cdot 293 = 0,28 \cdot 10^9 \text{ Дж},$$

$$W_9 = W_B + W_K = 0,46 \cdot 10^9 + 0,28 \cdot 10^9 = 0,74 \text{ ГДж}$$

Статьи расхода теплоты

Полезный расход энергии

$$W'_1 = W_M + W_{\text{шл}},$$

где $W_{\text{шл}}$ – физическое тепло шлака, Дж;

$W_{\text{шл}}$ – физическое тепло шлака, Дж;

$$W_M^1 = m_{M2} \cdot (C_{M2} \cdot [t_{\text{пл}} - t_{H2}] + q_M) + m_{M1} \cdot (C_{M1} \cdot [t_{\text{пл}} - t_{H1}] + q_M);$$

$$W_M^2 = (m_{M1} + m_{M2}) \cdot C_M \cdot (t_{\text{вып}} - t_{\text{пл}}) + m_{\text{ж.ч.}} \cdot C_{\text{ж.ч.}} \cdot (t_{\text{вып}} - t_{\text{ж.ч.}});$$

$$W_M = W_M^1 + W_M^2;$$

$C_{M1,2}$ – средняя теплоёмкость металла в интервале от t_H – температуры загружаемой шихты до $t_{\text{пл}}$ – температуры плавления, $\text{кДж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$;

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		74

q_m – скрытая теплота плавления металла, кДж/кг;
 C_m – средняя теплоёмкость металла в интервале от $t_{пл}$ – температуры плавления до $t_{вып}$ – заданной температуры металла, кДж/(кг·К);

$$W^1_m = 50000 \cdot (0,7 \cdot [1500 - 20] + 284,4) + 69000 \cdot (0,7 \cdot [1500 - 800] + 284,4) = 125,68 \text{ ГДж}$$

$$W^2_m = (50000 + 69000) \cdot 0,838 \cdot (1667 - 1500) + 25000 \cdot 0,838 \cdot (1667 - 1300) = 25,61 \text{ ГДж}$$

$$W_m = 125,68 + 25,61 = 151,29 \text{ ГДж};$$

Физическое тепло шлака находим по формуле

$$W_{шл} = (C_{шл} \cdot t_{шл} + q_{шл}) \cdot m_{шл},$$

где $C_{шл}$ – средняя теплоёмкость шлака в интервале температур 0...1800 °С, кДж/(кг·К);

$q_{шл}$ – скрытая теплота плавления шлака, кДж/кг;

$m_{шл}$ – масса шлака, кг

$$W_{шл} = (1,25 \cdot 1800 + 209,5) \cdot 8203,107 + (1,25 \cdot 1667 + 209,5) \cdot 3024,559 = 28,52 \text{ ГДж}$$

$$W'_1 = 151,29 + 28,52 = 179,812 \text{ ГДж}$$

Потери тепла с отходящими газами

$$W'_2 = V \cdot i,$$

где V – объём выделяющихся газов, м³;

i энтальпия газообразных продуктов реакции, кДж/кг;

Находим энтальпию продуктов реакции для каждого из газов:

$$\text{CO} - 0,2664 \cdot 1112,06 = 296,242;$$

$$\text{CO}_2 - 0,6468 \cdot 1718,95 = 1111,834;$$

$$\text{H}_2 - 0,0001 \cdot 1055,12 = 0,137;$$

$$\text{N}_2 - 0,0867 \cdot 1094,65 = 94,873;$$

$$i_{\text{вых}}^{800} = 1503,086 \text{ кДж/м}^3$$

Тогда

$$W'_2 = 4351,37 \cdot 1503,086 = 6,54 \text{ ГДж},$$

Потери с охлаждающей водой

$$W'_3 = C_p \cdot G \cdot \rho \cdot \Delta t \cdot \tau,$$

где C_p – удельная изобарная теплоёмкость воды, Дж/(кг·К); G – расход воды, м³/ч; ρ – плотность воды при температуре t , кг/м³;

$$\Delta t = (t_{\text{вх}} + t_{\text{вых}}) / 2$$

Δt – разность температур на выходе и входе, °С

τ – длительность периодов плавки,

Таблица 29 - Исходные данные

Охлаждаемые элементы	Температура воды по периодам плавки*				Средний расход воды м ³ /ч
	на входе, °С		на выходе, °С		
	1	2	1	2	

										Лист
										75
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР					

Продолжение таблицы 29

Панели кожуха	28	28	32	33	750
Панели свода	28	28	35	40	290
Удерживаю щие пальцы	28	28	31	39	428

* - период нагрева и плавления, 2 – окислительный период

Тогда потери с охлаждающей водой: [9]

$$W_{3,К}^1 = 4200 \cdot 750 \cdot 995,67 \cdot 4 \cdot 32/60 = 6,691 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$W_{3,С}^1 = 4200 \cdot 290 \cdot 995,19 \cdot 7 \cdot 32/60 = 4,525 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$W_{3,П}^1 = 4200 \cdot 428 \cdot 995,03 \cdot 3 \cdot 32/60 = 2,864 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$W_3^1 = (6,691 + 4,525 + 2,864) \cdot 10^9 = 14,08 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$W_{3,К}^2 = 4200 \cdot 750 \cdot 995,51 \cdot 5 \cdot 21/60 = 5,448 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$W_{3,С}^2 = 4200 \cdot 290 \cdot 994,38 \cdot 12 \cdot 21/60 = 5,087 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$W_{3,П}^2 = 4200 \cdot 428 \cdot 994,54 \cdot 11 \cdot 21/60 = 6,883 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$W_3^2 = (5,448 + 5,087 + 6,883) \cdot 10^9 = 17,418 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$W'_3 = W_3^1 + W_3^2 = 14,08 + 17,418 = 31,498 \text{ ГДж}$$

Тепловые потери электродами. При завалке, подвалке, скачивании шлака и по другим причинам электроды находятся вне рабочего пространства печи около 20 мин. За это время они охлаждаются, отдавая свою тепловую энергию окружающей среде.

Потери тепла излучением определяем по выражению

$$W_{\text{изл}} = N \cdot F \cdot \sigma \cdot (T_{\text{эл}}^4 - T_{\text{в}}^4) \cdot \tau$$

Потери тепла конвекцией

$$W_{\text{конв}} = 4,1868 \cdot \alpha \cdot F \cdot N \cdot \tau \cdot (t_{\text{эл}} - t_{\text{в}}),$$

где α - коэффициент теплоотдачи, ккал/(м²·ч·°С);

F – расчётная поверхность теплообмена, м²

N – количество электродов, шт. ;

τ - время нахождения электродов вне печи, ч ;

$t_{\text{эл}}$ – средняя температура электрода, °С.

В зависимости от положения поверхностей в пространстве значения α меняются:

$$\alpha = k_{1-3} \cdot \sqrt[4]{t - t_{\text{в}}}$$

где $k_1 = 1,4$ для горизонтальной поверхности, обращённой вниз (например днище печи); $k_2 = 2,2$ для вертикальной поверхности (кожух стен, электрод); где $k_3 = 2,8$ для горизонтальной поверхности, обращённой вверх (свод печи).

Тогда потери конвекцией

$$W_{\text{конв}} = 4,1868 \cdot 2,2 \cdot F \cdot N \cdot \tau \cdot (t_{\text{эл}} - t_{\text{в}}) \cdot \sqrt[4]{t - t_{\text{в}}}$$

Следовательно

$$W_{\text{изл}} = 2,976 \cdot 10^6 \text{ Дж}$$

									Лист
									76
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР				

$$W_{\text{конт}} = 0,647 \cdot 10^6 \text{ Дж};$$

$$W_4 = W_{\text{изл}} + W_{\text{конт}} = (2,976 + 0,647) \cdot 10^6 = 0,004 \text{ ГДж}.$$

Тепло, уносимое частицами Fe_2O_3 ,

$$W_5 = 12176,713 \cdot (1,23 \cdot 1600 + 209,34) = 26,513 \text{ ГДж}$$

$$W_{6.1} = \pi \cdot r_{\text{св}}^2 \cdot \sigma \cdot \psi \cdot \epsilon_{\text{св}} \cdot \tau \cdot (T_{\text{св}}^4 - T_{\text{в}}^4);$$

$$W_{6.2} = \pi \cdot r_{\text{св}}^2 \cdot \sigma \cdot \psi \cdot \epsilon_{\text{ван}} \cdot \tau \cdot (T_{\text{ван}}^4 - T_{\text{в}}^4),$$

где $r_{\text{св}}^2$ – радиус свода, м ;

σ - коэффициент излучения абсолютно чёрного тела, Вт/(м² · К⁴) ;

ψ - коэффициент диафрагмирования;

$\epsilon_{\text{св}}$; $\epsilon_{\text{ван}}$ - степень черноты свода и ванны;

τ - продолжительность работы с открытым сводом, с ;

$T_{\text{св}}$ – средняя температура внутренней поверхности свода печи °С;

$T_{\text{в}}$ – температура внешней поверхности °С;

$T_{\text{ван}}$ – средняя температура ванны при выпуске, °С;

$$\Psi = 1 - 0,5 \cdot (Z - Z^2 - 4 \cdot R^2 \cdot H^2)$$

Z, R, H – безразмерные коэффициенты :

$$Z = 1 + (1 + R^2) \cdot H^2;$$

$$H = h / r_{\text{св}};$$

$$R = r / h;$$

$$r = r_{\text{св}};$$

$$r = r_{\text{св}} \cdot \sqrt{\cos \theta}$$

$$\theta = \alpha \cdot \pi / 180.$$

Подставим соответствующие значения в формулы, получим :

$$\theta = 0,2093;$$

$$r = 3,5;$$

$$R = 4,667;$$

$$H = 0,2143;$$

$$Z = 2,046;$$

$$\psi = 0,192.$$

Среднюю температуру внутренней поверхности свода печи определяем по формуле

$$t_{\text{св}} = \frac{(r_{\text{св}}^2 + r_{\text{п}}^2) \cdot t_{\text{св.пан}} + t_{\text{п}} \cdot r_{\text{п}}^2}{r_{\text{св}}}$$

где $r_{\text{ц.св.}}$ – радиус центральной части свода, м ; $t_{\text{св.пан}}$ – средняя температура сводовых панелей, °С ; $t_{\text{ц.св.}}$ – температура центральной части свода, °С ;

Исходные данные для расчёта представлены в таблице 30

											Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата							77
					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР						

где I – сила тока, А (по данным печи $I = 60 \text{ кА}$)

R – сопротивление, Ом;

τ – время работы печи под током, с

Тогда

$$W'_8 = 60000^2 \cdot 2400 \cdot 12,753 \cdot 10^{-4} = 11,019 \text{ ГДж}$$

Однако не всё тепло рассеивается в пространстве, и поэтому точное определение этой доли тепловых потерь затруднено.

Потери тепла теплопроводностью через футеровку. Определим потери тепла через подину печи. Футеровка подины состоит из магнезитовой набивки – 150 мм и магнезитовой футеровки – 570 мм (принимая их как один слой) толщиной 720 мм и шамота легковеса толщиной 180 мм. Температура внутренней поверхности подины $t_1 = 1680 \text{ }^\circ\text{C}$, температура наружной поверхности кожуха $t_2 = 260 \text{ }^\circ\text{C}$. Коэффициенты теплопроводности:

$$\lambda_m = 6,28 - 0,0027 \cdot t_m, \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)};$$

$$\lambda_{ш} = 0,465 - 0,00038 \cdot t_{ш}, \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)};$$

Принимая в первом приближении линейное распределение температуры по толщине футеровки, находим температуру на границе раздела слоёв:

$$t_m = t_2 + (t_1 + t_2) \cdot \frac{\delta_{ш}}{\delta_{ш} + \delta_m}$$

где $\delta_m, \delta_{ш}$ – толщина магнезитовой футеровки и шамота, м;

t_1, t_2 – температура внутренней и наружной поверхности футеровки подины, $^\circ\text{C}$;

$$t_{m-ш} = 544 \text{ }^\circ\text{C}.$$

Тогда коэффициенты теплопроводности материалов:

$$\lambda_m = 3,278 \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)};$$

$$\lambda_{ш} = 0,618 \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)};$$

По формуле конвективного теплообмена, применяемой для приближённых расчётов,

$$\alpha_2 = 10 + 0,06 \cdot t_{ст},$$

где $t_{ст}$ – температура кожуха равна $t_2 \text{ }^\circ\text{C}$.

При $t_2 = 260 \text{ }^\circ\text{C}$. коэффициент теплоотдачи конвекцией обращённой вниз поверхности

$$\alpha_{конв} = 0,7 \cdot \alpha_2 = 0,7 \cdot (10 + 0,06 \cdot t_2),$$

$$\alpha_{конв} = 0,7 \cdot (10 + 0,06 \cdot 260) = 17,92 \text{ Вт/(м}^2\cdot\text{К)},$$

Согласно формуле плотность теплового потока через двухслойную стенку

$$q_{пол} = \frac{t_1 - t_{ц}}{\delta}$$

$$q_{пол} = 2911,533 \text{ Вт/м}^2$$

где $t_{ц}$ – температура цеха $^\circ\text{C}$;

δ_1 – толщина участков стен, м

Уточним значение температуры на границе раздела слоёв футеровки:

$$t_{m-ш}^p = t_1 - q_{пол} \cdot \delta_1 / \lambda_m$$

$$t_2 = t_{ц} + q_{пол} / \alpha$$

$$t_{m-ш}^p = 1040,49 \text{ }^\circ\text{C}$$

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		79

$$t_2 = 192,47 \text{ }^\circ\text{C}$$

Тогда

$$\begin{aligned}\lambda_m &= 2,607 \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)}; \\ \lambda_{ш} &= 0,699 \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)}; \\ \alpha_{\text{конв}} &= 15,084 \text{ Вт/(м}^2\cdot\text{К)};\end{aligned}$$

Найдём уточнённое значение плотности потока тепла через подину:

$$q'_{\text{под}} = 2749,985 \text{ Вт/м}^2;$$

Теперь можно найти уточнённые значения температур на границе раздела слоёв, средние температуры слоёв и коэффициенты теплопроводности:

$$\begin{aligned}t_{\text{м-ш}}^p &= 920,51 \text{ }^\circ\text{C} \\ t_2 &= 212,31 \text{ }^\circ\text{C} \\ \lambda_m &= 2,769 \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)}; \\ \lambda_{ш} &= 0,68 \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)}; \\ \alpha_{\text{конв}} &= 15,917 \text{ Вт/(м}^2\cdot\text{К)}; \\ q''_{\text{под}} &= 2808,255 \text{ Вт/м}^2;\end{aligned}$$

Поскольку расхождение между двумя последними значениями плотности теплового потока через под составляет менее 5 %:

$$(q' - q'') \cdot 100 / q' = 2,12 \% < 5 \% ,$$

то последнее значение $q'' = 2808,255 \text{ Вт/м}^2$; считаем окончательным.

Тогда потери тепла через подину находим по формуле

$$W'_9 = q_{\text{под}} \cdot F \cdot \tau,$$

где F - площадь наружной поверхности подины, м^2

При определении площади наружной поверхности подины принимаем, что он состоит из поверхности сферического сегмента $F^1_{\text{под}}$ и цилиндрической поверхности $F^2_{\text{под}}$:

$$F^1_{\text{под}} = 2 \cdot \pi \cdot R \cdot h$$

где R - радиус, м ;

h – высота подины, м ;

$$F^2_{\text{под}} = \pi \cdot D \cdot (H_{\text{под}} - \delta_{\text{п}}),$$

D - диаметр кожуха, м ;

$$H_{\text{под}} = \delta_{\text{п}} + H + H_{\text{шл}} + L$$

$\delta_{\text{п}}$ – толщина подины, м ;

H - глубина ванны жидкого металла, м ;

$H_{\text{шл}}$ – высота слоя шлака, м ;

L – расстояние от уровня ванны до нижней кромки панелей, м .

Тогда

$$\begin{aligned}F^1_{\text{под}} &= 2 \cdot 3,14 \cdot 9 \cdot 0,9 = 50,868 \text{ м}^2, \\ F^2_{\text{под}} &= 3,14 \cdot 6,7 \cdot (0,9 + 1,1 + 0,085 + 0,4 - 0,9) = 31,557 \text{ м}^2,\end{aligned}$$

Тогда потери тепла через подину по формуле

$$W'_9 = 2808,255 \cdot (50,868 + 31,557) \cdot 3180 = 0,74 \text{ ГДж},$$

Тепло, аккумулированное кладкой. На периодически действующих печах кладка то перегревается, то охлаждается. Поэтому футеровка печи может в определённые периоды плавки то получать тепло излучением из рабочего пространства печи, то возвращать его. Следовательно, аккумулированное

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		80

тепло может иметь разный знак. Если периоды охлаждения невелики, температуру кладки в среднем можно считать постоянной, режим работы печи стационарным. Но если рабочая температура футеровки выше температуры, при которой начинается её разогрев то

$$W'_{10} = m_{\text{кл}} \cdot \sum C_i \cdot t_{i \text{ ср}},$$

где $m_{\text{кл}}$ - масса кладки, кг;

C_i - средняя теплоёмкость соответствующего слоя футеровки, Дж/(кг·К)

$t_{i \text{ ср}}$ - средняя температура этого слоя футеровки, °С.

Среднюю температуру каждого слоя футеровки при её разогреве можно определить на основании расчёта теплопроводности футеровки или измерениями с помощью термомпар.

Находим теплоёмкость соответствующих слоев:

$$C_{\text{м}} = 1238,537 \text{ Дж}/(\text{кг} \cdot \text{К}),$$

$$C_{\text{ш}} = 960 \text{ Дж}/(\text{кг} \cdot \text{К}).$$

Тогда $W'_{10} = 123000 \cdot [1238,537 \cdot (1680-920,51) + 960 \cdot (920,51-212,31)] = 27,62 \text{ ГДж}$

Потери тепла излучением через рабочее окно. Размеры рабочего окна печи следующие: ширина - 0,8 м, высота - 0,9 м, толщина стенки - 0,75 м

$$W'_{11} = C_0 \cdot \left(\frac{T}{100} \right)^4 \cdot \Phi \cdot F \cdot \tau$$

где C_0 - коэффициент излучения абсолютно чёрного тела, Вт/(м² К⁴);

$T_{\text{п}}$ - температура печи, К;

Φ - коэффициент диафрагмирования;

F - площадь открытого окна, м²

τ - время работы с открытым окном, с.

Коэффициент диафрагмирования находим по формуле

$$\Phi = 0,5 \cdot (1 + \varphi_{12}),$$

где φ_{12} - угловой коэффициент с излучающей поверхности на тепловоспринимающую. Угловой коэффициент находим по формуле

$$\varphi_{12} = L / (L+s)$$

Где s - толщина стенки, м;

$$L = 4 \cdot V / f = 4 \cdot 0,9 \cdot 0,8 \cdot 0,75 / 2 \cdot (0,8 \cdot 0,75 + 0,9 \cdot 0,75 + 0,9 \cdot 0,8) = 0,541,$$

V - объём оконного проёма, м³;

f - поверхность, ограничивающая этот объём, м².

Тогда угловой коэффициент равен $\varphi_{12} = 0,541 / (0,541 + 0,75) = 0,419$

Коэффициент диафрагмирования $\Phi = 0,5 \cdot (1 + 0,419) = 0,71$.

Тогда тепловые потери через рабочее окно

$$W'_{11} = 5,67 \cdot (1953/100)^4 \cdot 0,71 \cdot 0,8 \cdot 0,9 \cdot 1200 = 0,51 \text{ ГДж}.$$

Результаты расчёта энергетического баланса выплавки стали в ДСП представлены в таблице 31.

									Лист
									81
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР				

Таблица 31- Энергетический баланс плавки стали в ДСП

Статьи прихода	ГДж	%	Статьи расхода	ГДж	%
1. Электроэнергия	117,448	38,83	1. Полезный расход энергии	179,812	59,44
2. Тепло, вносимое шихтой	14,261	4,71	2. Тепло, уносимое газами	6,54	2,16
3. Тепло, вносимое др. материалами	0,079	0,03	3. Потери с охлаждающей водой	31,498	10,41
4. Тепло экзотермических реакций	99,07	32,75	4. Тепловые потери электродами	0,004	0,001
5. Тепло, поступающее от газокислородных горелок	33,48	11,07	5. Тепло, уносимое частицами Fe ₂ O ₃	26,513	8,76
6. Тепло шлакообразования	2,07	0,68	6. Потери при открытом своде	2,29	0,76
7. Тепло от окисления электродов	9,29	3,07	7. Тепло эндотермических реакций	14,4	4,76
8. Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки	26,145	8,64	8. Потери электрической сетью	11,019	3,64
9. Тепло кислорода и воздуха	0,74	0,24	9. Потери через футеровку	0,74	0,24
			10. Тепло аккумулированное кладкой	27,62	9,13
			11. Потери через рабочее окно	0,51	0,17
			12. Неучтённые потери	1,559	0,52
Итого	302,505	100	Итого	302,505	100

Эффективность использования различных видов энергии в ДСП принято характеризовать величиной электрического к.п.д., который учитывает потери электрической энергии при подводе ее к рабочему пространству; теплового к.п.д., который учитывает полноту использования энергии в рабочем пространстве общего к.п.д., который показывает насколько эффективно используются все виды энергии в электропечной установке. Общий к.п.д. характеризует как конструктивные особенности печи, так и условия её

эксплуатации и может служить универсальным параметром для сравнения работы различных печей.

Электрический коэффициент полезного действия

$$\eta_{\text{эл}} = (W_1 - W_8) / W_1 = (117,448 - 11,019) / 117,448 = 0,91$$

Тепловой коэффициент полезного действия

$$\eta_{\text{т}} = (W'_1 + W'_7) / (W_1 \cdot \eta_{\text{эл}} + W_{\text{приход}} - W_1) = (179,812 + 14,4) / (117,448 \cdot 0,91 + 302,505 - 117,448) = 0,67$$

Общий коэффициент полезного действия

$$\eta_{\text{общ}} = (W'_1 + W'_7) / W_{\text{приход}} = (179,812 + 14,4) / 302,505 = 0,65$$

Удельный расход электроэнергии на тонну выплавленной стали

$$W_{\text{уд}} = 32,624 \cdot 10^6 / 103,2 = 316,1 \text{ кВт} \cdot \text{ч} / \text{т.}$$

Анализ полученных результатов

Полученные значения к. п. д.: $\eta_{\text{эл}} = 0,91$, $\eta_{\text{т}} = 0,67$, $\eta_{\text{общ}} = 0,65$ входят в границы диапазона коэффициентов полезного действия современных электродуговых печей. Диапазон изменения этих коэффициентов таков:

- электрический к. п. д. $\sim 0,90 \dots 0,95$;
- тепловой к. п. д. $\sim 0,65 \dots 0,70$;
- общий к. п. д. $\sim 0,55 \dots 0,65$.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		83

3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

3.1. Общие сведения о дефектах конечного продукта производства

К важнейшим характеристикам металла, определяющим его качества относятся состояние поверхности и структура металла, а также пороки связанные с процессами производства стали, ее разливкой, кристаллизацией слитков и непрерывнолитой заготовки (далее НЛЗ) условиями их деформации и отделки на всех этапах получения деталей из металла.

Дефекты, представляющие нарушения сплошности металла и отклонения от нормальной заданной макро- и микроструктуры существенно снижает технологическую пластичность металла в условиях его обработки и эксплуатационную стойкость. Наличие пороков (дефектов) их вид и качества определяются не только не только совершенством технологий производства но и степенью их соблюдения на заводах-изготовителях.

Дефекты сталеплавильного происхождения являются следствием нарушения или несовершенства технологии при производстве слитков (НЛЗ) при выплавки и разливки, а также при их дальнейшей переработки в блюм, катанную заготовку, гильзу, трубу.

3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения

Дефекты сталеплавильного происхождения условно разделены на следующие виды:

Дефекты поверхности: (продольные трещины, поперечные трещины, поперечные пережимы, продольные утяжины, заливины, наплывы, брызги, спаи, неметаллические включения, волнистость заготовки, поры и газовые пузыри, местное охрупчивание, рифленая поверхность, дефекты возникающие при огневой зачистке),

Внутренние дефекты: (центральная усадочная пористость, диагональные трещины, трещины в центре заготовки, трещины посередине граней заготовки, первичная ликвация)

Дефекты отклонения формы: (раздутие, диагональные искажения – ромбичность, вогнутость, коробления)

3.3 Поры и газовые пузыри

Углубления или полые пространства, наблюдающиеся на поверхности заготовки (поры) или под ее поверхностью (газовые пузыри) и имеющие нерегулярное распределение. Совокупность таких дефектов обозначается как скопление пор или скопление газовых пузырей.

Причины возникновения.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
						84
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		

Газовыделение из смазочного материала у края кристаллизатора. При затвердевании из жидкой стали не полностью удалены различные газы. [25]

Предупреждение

Достаточное раскисление, разливка без прерывания струи, Достаточная скорость рафинирования и хорошее кипение расплава. Оптимальная температура литья. Незначительная высота падения струи при литье. Защита поверхности металла в кристаллизаторе от вторичного окисления и поглощения азота применением лить с погружением и синтетических шлаков. Оптимальная скорость литья. Рациональное использование смазочного материала.

Устранение

Строжка и огневая зачистка.

Примечание

Поры в противоположность газовым пузырям связаны с поверхностью (станки пор окислены). Раскатанные поры имеют вид, аналогичный виду продольных дефектов от незаваренных газовых пузырей.

травленный темплет круглой непрерывнолитой заготовки где видны газовые пузыри представлены на рисунке 4

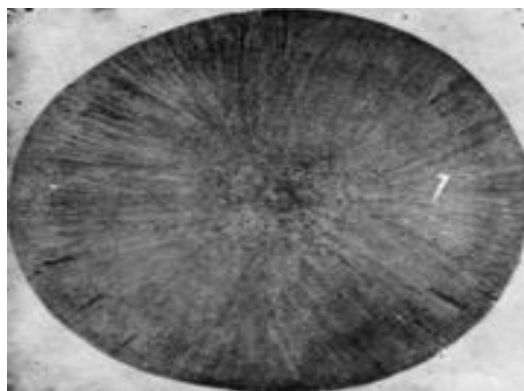


Рисунок 4 – травленный темплет круглой непрерывнолитой заготовки

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		86

4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

Сталь марки 25ХГСА имеет следующие зарубежные аналоги производства стали приведенные в таблице 32

Таблица 32 - Зарубежные аналоги стали 25ХГСА

Болгария	Польша
BDS	PN
25ChGSA	25HGS

Производство стали в Болгарии.

В настоящее время в Болгарии не так много значимых предприятий сферы черной металлургии, однако, среди них есть те, что имеют отношение к крупным промышленным холдингам Украины. Сортамент и рынки экспорта болгарских и украинских металлургических групп имеют достаточно совпадений, поэтому данный факт будет учитываться в организации между странами зоны свободной торговли. Кстати, интересным фактом является то, что, несмотря на близость стран, дешевые авиабилеты в Болгарию заставляют большую часть представителей металлургических компаний выбирать именно этот способ передвижения.

Ежегодно в Болгарии производится порядка двух миллионов тонн стали, причем за последний период наблюдается небольшое сокращение объемов производства. Из всего объема производимой стали 60% производится конверторным способом (причем на одном комбинате «Кремиковци»), а остальные 40% – электроплавильным способом. Производство проката в стране находится на уровне около 1,6 миллионов тонн. Естественно, что налажено производство также и других изделий, однако их объем не превышает 0,27-0,3 миллиона тонн в год.

В целом в Болгарии три основных производителя изделий из черных металлов. Это «Кремиковци» АД, объем производства которого составляет почти 48% от общего объема выпускаемой в стране продукции, «Претиз Интер Холдинг» с его 25% и «Стоман Индъстри», имеющий чуть меньше 16%. Остальные предприятия отрасли не дотягивают даже до планки в 10%. Впрочем, данные местные производители не в состоянии обеспечить полное насыщение рынка страны, поэтому показатель импорта металлопродукции в Болгарии растер год от года.

Производство стали в Польше.

Металлургическая отрасль Польши сосредоточена в нескольких наиболее крупных промышленных центрах страны. Это такие города как Лодзь, Краков, Светохловиц и многие другие. Страна в последние годы провела полную модернизацию предприятий, за счет чего удалось одновременно и

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		87

увеличить выпуск продукции, и понять промышленность на новый уровень использования ресурсов, а также качества продукции.

Также возрос и объем поставок изделий в другие страны в связи с расширением производства и налаживанием новых коммерческих связей. В настоящее время именно польская промышленность выпускает такие разновидности продукции, как длинный и плоский прокат, стальные трубы, полуфабрикаты и многое другое.

Основным потребителем продукции металлургии Польши является, конечно, ЕС – сюда поставляют до 90% всей продукции. Также именно польский металлургический продукт пользуется огромной популярностью в Китае, России, Украине, где его ценят за высокое качество, а также весьма умеренную цену.

Производство стали в Азии растет быстрее, чем в Европе. Польша же увеличила производство почти на одну пятую. В Польше было произведено 910 тысяч тонн стали, что выше на 18,1 процента за год. Учитывая все 8 месяцев года, рост еще больше и составляет 19,2%, так как производство увеличилось до 6,941 млн тонн. ЕС произвел 12,622 млн тонн, что на 3,6 процента больше. Германия увеличила производство на 3,3 процента до 3,629 миллиона тонн. Во Франции зарегистрировано более 15% роста - производство достигло 1,135 млн тонн. В Италии выплавлено 1,093 млн тонн, что практически не отличается от прошлого года. В Испании выпущено 1,092 миллиона тонн, что ниже на 2,7 процента.

										Лист
										88
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР					

5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

Приоритетным направлением в модернизации отрасли черной металлургии является выпуск продукции высокого уровня качества. Оно существенно уступает предприятиям металлургии разных стран мира. [24]

За последние десять лет произошло значительное изнашивание основных фондов. Это привело к :

- росту затрат на материалы, топливо и энергетические ресурсы;
- снижению эффективности труда;
- производству изделий с ухудшением качества;
- стремительным расходам на проведение ремонта, затраты превышают объем всех вложений на обновление и модернизацию оборудования.

Повысить уровень качества производящей продукции возможно путем:

1) Внедрение

- экологически безопасных и более эффективных современных технологий производства
- производства без использования домен;
- методов очищения окисленных кварцитов железистых;
- конвертерного кислородного способа взамен малоэффективного мартеновского;

2) Совершенствование

- структуры выпуска проката, через рост выпуска листов холодного проката;
- проката с более стойкой термообработкой;
- прокатных профилей высокой точности и фасонных изделий;
- технологии изготовления специальных труб высокого качества;
- технологии получения порошков металлических и производства изделий из них и других методов и технологий.

В перспективе ведущая роль отводится производству высокопрочных труб для нефтяных и газовых сетей, в том числе и для формирования структуры морских магистралей

Важной задачей модернизации отрасли является формирование рыночной системы. Также предстоит реформировать форму собственности предприятий всех отраслей экономики Урала, придать импульс инвестированию в развитие промышленных предприятий и способствовать становлению малого и среднего бизнеса и последующему его развитию.

Формирование рыночных связей, их последующее развитие подтолкнули к разработке концепции. Ее суть заключается в проведении приватизации и акционирования всех промышленных предприятий металлургии. Разработанный Комитетом России по металлургии документ закрепляет ряд важных задач

- 1) эффективное использование производственного потенциала в металлургической отрасли путем умеренного сокращения технологических связей;

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		89

- 2) создание среды здоровой конкуренции и ее последующее развитие;
- 3) привлечение инвестиций для технической модернизации металлургических предприятий

В ходе реализации поставленных задач промышленные предприятия металлургической направленности должны перейти в федеральную собственность, независимо от объемов производства и численного состава работников. Комплект акций, принадлежащий государству, будет использоваться для выработки системной политики государства на формирование согласованности рынка металлургии, а также поддержания производства металлургии и создания необходимых условий для вхождения в экономику мира.

Обязательное участие государства в регулировании и деятельности металлургической отрасли основано на мировой практике. В мировых развитых странах почти треть всей производящей металлургической продукции изготавливается на предприятиях, находящихся в собственности государства.

Металл является основополагающим материалом для создания различных конструкций. Для обеспечения успешного развития большинства экономических отраслей необходимо создать условия для роста металлургической отрасли. В связи с этим, металлургический комплекс является базовой экономической отраслью и отличается высоким расходом капитала и материалов производства

Конструкции из металла используются в сфере машиностроения страны и составляют более 90 % объема всех изделий черной и цветной металлургии. Объем транспортных перевозок металлургической продукции составляет более 35 % от совокупного объема доставок грузов транспортом по стране. Потребность металлургической отрасли в топливе составляет 14 %, а электрической энергии – 16 %.

Успешность развития металлургической отрасли непосредственно влияет на процесс научного и технического развития в других сферах экономики. Российские изделия черной металлургии имеют высокое качество и конкурентоспособны на международном рынке. Сталь из России не уступает изделиям из стран Европы, а также США и Японии.

Для успешного функционирования производства черной металлургии, в стране имеются все необходимые для этого ресурсы: трудовые, топливные и материальные. Отрасль обладает необходимым производственным аппаратом, потенциалом научного и технического плана. Металлургия должна занять ведущее приоритетное место в реализуемой в стране политики в сфере промышленности. Отрасли надо придавать значение на уровне интересов государства и национальной безопасности. Поэтому доля зарубежных производителей металла на российском рынке производства должна быть минимальной. Отрасль черных металлов обеспечивает безопасность всей экономики страны. В связи с этим требуется программа модернизации металлургии на уровне государства. Приоритетным направлением программы следует обозначить проблему

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		90

повышения конкурентной способности металлической продукции.
Перспективные направления модернизации металлургической отрасли заключаются:

- оздоровление и развитие отечественного машиностроения, в том числе и металлургическое;
- увеличение капитальных вложений в технологическую перестройку черной металлургии;
- рост производительности труда;
- рентабельность производства, его конкурентоспособность;
- повышение качественного уровня продукции и увеличение экспорта с большой добавленной стоимостью.

Эти стратегические направления соответствуют интересам экономики страны.

Перспективные направления модернизации предприятий в стране обусловлены техническим переоснащением и внедрением современных технологий. Новый вектор в развитии отрасли черных металлов – создание комбинатов электрометаллургического типа. Они будут специализироваться на производстве стали, получаемой из окатышей металлизированных. Окатыши будут изготавливаться по технологии прямого восстановления железа. Это позволит достичь высоких технических и экономических показателей в отличие от традиционного способа производства металла. Главной точкой роста в черной металлургии является производство эффективных изделий высокого качества.

Достижение повышения этого показателя возможно благодаря:

- росту сырьевой основе на опережение, увеличению в концентрате наличия железа, хрома, марганца освоению новых технологий очищения оксидированных кварцитов из железа;
- модернизации структуры производства проката через увеличение выпуска листа холодного проката и с термоупрочняющей обработкой, профилей фасонных и высокой точности, экономичных труб специального вида из стали, включая трубы многослойные для газовых магистралей;
- использованию эффективных технологий, таких как метод прямого восстановления из руды железа, продвижения металлургии порошкового типа, переработка стали вне печи и специальная переплавка, разливка стали в непрерывном процессе;
- расширению использования отходов из металла и металлолома.

Рост продукции проката будет достигаться благодаря применению технологий обеспечивающих падение ресурсоемкости без увеличения изготовления чугуна. Планируется модернизировать структуру продукции из металла путем выпуска проката листового и стали низколегированного типа, а также с термоупрочняющей обработкой. Кроме этого будет расширено производство стальных труб для нефтяных и газовых магистралей.

Одна из важнейших задач на перспективу – это зафиксировать желательные

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		91

пропорции между этапами получения и переработки металла по каждому металлургическому предприятию. С учетом применения комбинированного производства существуют различия в территориях по производству стали и чугуна. Предприятия полного прогона Урала значительно превышают выплавку металла в отличие от других территорий, изготавливающих черные металлы.

При этом, несмотря на реализацию процесса адаптации металлургической отрасли к условиям рыночных отношений ее технический и технологический уровни находятся в неудовлетворительном состоянии. Многие виды металлической продукции являются по-прежнему не конкурентоспособными на рынке металлургии.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		92

6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

6.1 Общие требования охраны труда

Металлургическое производство – объект повышенной опасности, где использование правил охраны труда не просто важно, а жизненно необходимо. Ряд мероприятий и инструктажа обеспечивают не только высокий уровень производства, но и благоприятные условия для профессиональной деятельности на производствах такого типа.

Охрана труда в металлургии включает в себя ряд обязательных видов инструктажей по технике безопасности в той или иной ситуации (не только непосредственно при производстве). А именно: по пожарной безопасности,

технологические инструкции (по охране труда), по эксплуатации, очистке и ремонту используемого оборудования, по эксплуатации и очистке объектов газового снабжения, по охране труда для каждого отдельного вида деятельности на объекте.

На сегодняшний день кроме инструкций, используемых непосредственно на производстве, существует ряд учебных пособий по охране труда в металлургии и свод законов и норм по охране труда в данной отрасли.

Охрана труда в металлургии включает в себя ряд правил и требований для безопасной эксплуатации оборудования, пребывания на объекте, выполнения того или иного вида работ.

6.2 Анализ опасных производственных факторов

В процессе труда человек вступает во взаимодействие с различными предметами, другими людьми. Кроме этого на него воздействуют параметры производственной обстановки (температура, влажность, подвижность воздуха, шум и т.д.). Это характеризует определенные условия, в которых протекает труд человека. От условий труда в большой степени зависят здоровье и работоспособность человека, его отношение к труду.

При плохих условиях резко снижается производительность, и создаются предпосылки для возникновения травматизма и профессиональных заболеваний.

Опасным производственным фактором (ОПФ) называется такой производственный фактор, воздействие которого на работающего в определенных условиях приводит к травме или к другому внезапному резкому ухудшению здоровья. Травма -- это повреждение тканей организма и нарушение его функций внешним воздействием. Травма является результатом несчастного случая на производстве, под которым понимают случай воздействия опасного производственного фактора на работающего при выполнении им трудовых обязанностей или заданий руководителя работ.

К опасным производственным факторам следует отнести, например:

электрический ток определенной силы; раскаленные тела; возможность падения с высоты самого работающего либо различных деталей и предметов;

											Лист
											93
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР						

оборудование, работающее под давлением выше атмосферного, и т.д.

6.3 Анализ вредных производственных факторов

Вредным производственным фактором (ВПФ) называется такой производственный фактор, воздействие которого на работающего в определенных условиях приводит к заболеванию или снижению трудоспособности. Заболевания, возникающие под действием вредных производственных факторов, называются профессиональными.

К вредным производственным факторам относятся:

неблагоприятные метеорологические условия; запыленность и загазованность воздушной среды; воздействие шума, инфра- и ультразвука, вибрации; наличие электромагнитных полей, лазерного и ионизирующих излучений и др.

Химические производственные факторы. Выделение вредных веществ в воздух (токсичной пыли, газов) происходит при проведении технологических процессов проката металла и проведении работ, связанных с применением химических веществ и материалов (смазка, техническое масло и др.). В листопрокатных цехах перед холодной прокаткой листов, перед нанесением защитных покрытий металл очищают от слоя окалины путем травления в ваннах разбавленной серной, соляной или азотной кислотой. При прокате металла наиболее возможное проникновение в организм веществ в виде пара и пыли через органы дыхания (около 95 % всех отравлений).

Наиболее характерными психофизиологическими факторами для прокатного производства является высокая скорость технологических процессов и интенсивность грузопотоков, которая обуславливает в свою очередь высокую интенсивность работы персонала. Это приводит к большому умственному утомлению, которое связано с ошибками в управлении механизмами, и возникновение опасных ситуаций, т.е. преобладают нервно-психические перегрузки.

Длительное систематическое воздействие ультразвука, распространяющегося воздушным путем, вызывает изменения нервной, сердечно-сосудистой и эндокринной систем, слухового и вестибулярного анализаторов. Наиболее характерным является наличие вегетососудистой дистонии и астенического синдрома. Степень выраженности изменений зависит от интенсивности и длительности воздействия ультразвука и усиливается при наличии в спектре высокочастотного шума, при этом присоединяется выраженное снижение слуха. В случае продолжения контакта с ультразвуком указанные расстройства приобретают более стойкий характер. Характер изменений, возникающих в организме под воздействием ультразвука, зависит от дозы воздействия.

Развитие техники и транспортных средств, совершенствование технологических процессов и оборудования сопровождаются увеличением мощности и габаритов машин, что обуславливает тенденцию повышения низкочастотных составляющих в спектрах и появление инфразвука.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		94

Инфразвук возникает за счет тех же процессов что и шум слышимых частот. Прокатные станы (конструкции с плоскими поверхностями большой площади и малой жесткости) создают условия для генерации инфразвука. Инфразвук при прокате металла имеет постоянный характер.

Максимальные уровни низкочастотных акустических колебаний от промышленных источников в прокатном цехе достигают 100–110 дБ.

Исследования биологического действия инфразвука на организм показали, что при уровне от 110 до 150 дБ и более он может вызывать у людей неприятные субъективные ощущения и многочисленные реактивные изменения, к числу которых следует отнести изменения в центральной нервной, сердечно-сосудистой и дыхательной системах, вестибулярном анализаторе. Имеются данные о том, что инфразвук вызывает снижение

слуха преимущественно на низких и средних частотах. Выраженность этих изменений зависит от уровня интенсивности инфразвука и длительности действия фактора.

6.4 Запыленность и загазованность в производственном помещении, их влияние на деятельность человека

Одним из широко распространенных неблагоприятных факторов, оказывающих негативное влияние на здоровье работников, является производственная пыль. Целый ряд технологических процессов сопровождается образованием мелкораздробленных частиц твердого вещества (пыль), которые попадают в воздух производственных помещений и более или менее длительное время находятся в нем во взвешенном состоянии.[23]

Пылеобразование происходит при дроблении, размоле, перетирке, шлифовке, сверлении, фасовке, упаковке, переработке сельхозпродукции, складской обработке грузов, погрузочно-разгрузочных операциях, транспортировке. Пыль образуется также в результате конденсации паров тяжелых металлов и других веществ.

Большая запыленность воздуха встречается в рудниках, на шахтах, фарфоро-фаянсовом производстве, цементных и литейных заводах, в цехах обработки металла, на оптовых базах, складах сыпучих товаров и сельхозпродуктов.

В последние годы с возрастанием спроса на услуги торговли, банков, предприятий сферы бытовых и других услуг появились крупные учреждения массового обслуживания населения (супер-и гипермаркеты, комбинаты сервисного обслуживания, косметические салоны, выставочные комплексы,

залы для обслуживания клиентов финансовых предприятий), в которых движение больших людских и товарных потоков создает повышенное содержание пыли в помещениях.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		95

Производственной пылью называют взвешенные в воздухе, медленно оседающие твердые частицы размерами от нескольких десятков до долей мкм. Многие виды производственной пыли представляют собой аэрозоль, т. е. дисперсную систему, в которой дисперсной средой является воздух, а дисперсной фазой – твердые пылевые частицы.

По размеру частиц (дисперсности) различают видимую пыль размером более 10 мкм, микроскопическую – от 0,25 до 10 мкм и ультрамикроскопическую – менее 0,25 мкм.

Согласно общепринятой классификации все виды производственной пыли подразделяются на органические, неорганические и смешанные. Первые, в свою очередь, делятся на пыль естественного (древесная, хлопковая, льняная, шерстяная и др.) и искусственного (пыль пластмасс, резины, смол и др.) происхождения, а вторые – на металлическую (железная, цинковая, алюминиевая и др.) и минеральную (кварцевая, цементная, асбестовая и др.) пыль. К смешанным видам пыли относят каменноугольную пыль, содержащую частицы угля, кварца и силикатов, а также пыли, образующиеся в химических и других производствах.

Специфика качественного состава пыли предопределяет возможность и характер ее действия на организм человека. Определенное значение имеют форма и консистенция пылевых частиц, которые в значительной мере зависят от природы исходного материала.

Так, длинные и мягкие пылевые частицы легко осаждаются на слизистой оболочке верхних дыхательных путей и могут стать причиной хронических трахеитов и бронхитов. Степень вредного действия пыли зависит также от ее растворимости в тканевых жидкостях организма. Большая растворимость токсической пыли усиливает и ускоряет ее вредное влияние.

Неблагоприятное воздействие пыли на организм может быть причиной возникновения заболеваний. Обычно различают специфические (пневмокониозы, аллергические болезни) и неспецифические (хронические заболевания органов дыхания, заболевания глаз и кожи) пылевые поражения. Среди специфических профессиональных пылевых заболеваний большое место занимают пневмокониозы – болезни легких, в основе которых лежит развитие склеротических и связанных с ними других изменений, обусловленных отложением различного рода пыли и последующим ее взаимодействием с легочной тканью. Среди различных пневмокониозов наибольшую опасность представляет силикоз, связанный с длительным вдыханием пыли, содержащей свободную двуокись кремния (510). Силикоз – это медленно протекающий хронический процесс, который, как правило, развивается только у лиц, проработавших несколько лет в условиях значительного загрязнения воздуха кремниевой пылью. Однако в отдельных случаях возможно более быстрое возникновение и течение этого заболевания, когда за сравнительно короткий срок (2–4 года) процесс достигает конечной, терминальной стадии.

Производственная пыль может оказывать вредное влияние и на верхние дыхательные пути. Установлено, что в результате многолетней работы в

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		96

условиях значительного запыления воздуха происходит постепенное истончение слизистой оболочки носа и задней стенки глотки. При очень высоких концентрациях пыли отмечается выраженная атрофия носовых раковин, особенно нижних, а также сухость и атрофия слизистой оболочки верхних дыхательных путей. Развитию этих явлений способствуют гигроскопичность пыли и высокая температура воздуха в помещениях. Атрофия слизистой оболочки значительно нарушает защитные (барьерные) функции верхних дыхательных путей, что, в свою очередь, способствует глубокому проникновению пыли, т. е. поражению бронхов и легких.

Производственная пыль может проникать в кожу и в отверстия сальных и потовых желез. В некоторых случаях может развиваться воспалительный процесс. Не исключена возможность возникновения язвенных дерматитов и экзем при воздействии на кожу пыли хромо-щелочных солей, мышьяка, меди, извести, соды и других химических веществ. Действие пыли на глаза вызывает возникновение конъюнктивитов.

Эффективная профилактика профессиональных пылевых болезней предполагает гигиеническое нормирование, технологические мероприятия, санитарно-гигиенические мероприятия, индивидуальные средства защиты и лечебно-профилактические мероприятия. Основой проведения мероприятий по борьбе с производственной пылью является гигиеническое нормирование. Соблюдение установленных ГОСТ ПДК пыли – основное требование при проведении предупредительного и текущего санитарного надзора.

Систематический контроль за состоянием уровня запыленности осуществляют лаборатории центров Госсанэпиднадзора, заводские санитарно-химические лаборатории. На администрацию предприятий возложена ответственность за поддержание условий, препятствующих превышению ПДК пыли в воздушной среде.

При разработке оздоровительных мероприятий основные гигиенические требования должны предъявляться к технологическим процессам и оборудованию, вентиляции, строительно-планировочным решениям, рациональному медицинскому обслуживанию работающих, использованию средств индивидуальной защиты.

Устранение образования пыли на рабочих местах путем изменения технологии производства и увлажнения воздуха – основной путь профилактики пылевых заболеваний. Внедрение непрерывных технологий, автоматизация и механизация производственных процессов, устраняющих ручной труд, дистанционное управление значительно облегчают и улучшают условия труда. Широкое применение автоматических видов сварки с дистанционным управлением, роботов-манипуляторов на операциях загрузки, пересыпки, упаковки сыпучих материалов уменьшает контакт работников с источниками пылевыделения.

Для эффективной борьбы с пылью в технологическом процессе вместо порошкообразных продуктов используют брикеты, гранулы, пасты, растворы и т. д.; заменяют токсические вещества на нетоксические; переходят с твердого топлива на газообразное; широко применяют высокочастотный

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		97

электронагрев, увлажнители, значительно снижающие загрязнение производственной среды дымами и топочными газами

Предотвращению запыленности воздуха способствуют следующие мероприятия: замена сухих процессов мокрыми; герметизация оборудования, мест размола, транспортировки; выделение агрегатов, запыляющих рабочую зону, в изолированные помещения с устройством дистанционного управления.

Мероприятия санитарно-технического характера играют большую роль в предупреждении заболеваний, например, укрытие пылящего оборудования с отсосом воздуха из-под укрытия. Герметизация и укрытие оборудования сплошными пыленепроницаемыми кожухами с эффективной аспирацией – это рациональное средство предупреждения пылевыделения в воздух рабочей зоны.

Удаление пыли должно происходить непосредственно из мест пылеобразования. Перед выбросом в атмосферу запыленный воздух должен очищаться.

В ряде случаев вентиляцию создают в комплексе с технологическими мероприятиями.

Если мероприятия по снижению концентрации пыли не приводят к уменьшению пыли в рабочей зоне до допустимых пределов, применяют индивидуальные средства защиты. К индивидуальным средствам защиты относятся противопылевые респираторы, защитные очки, специальная противопылевая одежда. Средства защиты органов дыхания выбирают в зависимости от вида вредных веществ, их концентрации. Органы дыхания защищают фильтрующими и изолирующими приборами, например, респиратором типа «Лепесток». При контакте с порошкообразными материалами, неблагоприятно воздействующими на кожу, используют защитные пасты и мази.

Для защиты глаз применяют закрытые или открытые очки. Очки закрытого типа с прочными безосколочными стеклами используют при механической обработке металлов. В процессах, сопровождающихся образованием мелких и твердых частиц и пыли, брызг металла, рекомендуют очки закрытого типа с боковинами или маски с экраном.

Из спецодежды применяются пылезащитные комбинезоны (женский и мужской) со шлемами для выполнения работ, связанных с большим образованием нетоксической пыли, костюмы (женский и мужской) со шлемами, а также скафандр автономный для защиты от пыли, газов и низкой температуры.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		98

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В выпускной квалификационной работе были рассмотрены теоретические основы и практические применение внепечной обработки металла на примере 25ХГСА был рассчитан материальный баланс плавки и сделан тепловой расчет печи. Также были рассмотрены виды дефектов сталеплавильного происхождения, как поры, и газовые пузыри был рассмотрен зарубежный опыт производства подобной продукции в Польше и Болгарии были рассмотрены возможные направления модернизации производства. Была рассмотрена охрана труда и техника безопасности.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.№	Подпись	Дата		99

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Рябов, А.В. Расчёт процесса электроплавки: Учебное пособие / А.В. Рябов, И.В. Чуманов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. – 175с.
- 2 Чуманов, И.В. Внепечная обработка стали: Учебное пособие / И.В. Чуманов, А.В.Рябов – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2002. - 43с.
- 3 Очагова, И.Г. Новости чёрной металлургии за рубежом / И.Г. Очагова, С.З.Афонин – выпуск №6 (48) 2005. - 116с.
- 4 Дюдкин, Д.А. Производство стали на агрегате ковш – печь / С.Ю.Бать, С.Е.Гринберг, С.Н. Маринцев – Донецк: ООО «Юго – Восток, Лтд», 2003. - 300с.
- 5 Кудрин, В.А. Внепечная обработка чугуна и стали – М.: Металлургия, 2001. – 336с.
- 6 Методическое пособие по разливке стали на МНЛЗ. ПАО «АМЗ»., 2005. – 72с.
- 7 Зиньковский, М.М. Безопасность производственных процессов в черной металлургии – М.: Металлургия, 2002. – 480с.
- 8 Сорокин, В.Г. Марочник сталей и сплавов / А.В. Волоснякова, С.А. Вяткин и др.; Под общ. ред. В.Г. Сорокина. – М.: Машиностроение, 1999. – 640с.
- 9 Рябов, А.В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах: Учебное пособие / И.В. Чуманов, М.В. Шишимиров. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2007. – 188с.
- 10 Г.И. Ястребцов, Высшая проба / Ястребцов Г.И. «Металлургия», 2014.
- 11 М.К. Смит, Основы физики металлов: моногр. / Смит М.К. Государственное научно-техническое издательство литературы по черной и цветной металлургии, 2011. - 456 с.
- 12 Л.И. Леви, Основы теории металлургических процессов и технология плавки литейных сплавов / Леви Л.И., М.Д. Машиностроение, 2013.
- 13 В. Г. Воскобойников, Общая металлургия / Воскобойников В. Г. «Металлургия», 2015.
- 14 Под ред. И.Н. Жестковой Справочник конструктора-машиностроителя: В 3т. – 8-е изд., перераб. и доп. – М.: Машиностроение, 2001.
- 15 Дунаев П.Ф. Конструирование узлов и деталей машин: учебное пособие для техн. вузов / Леликов О.П. – 6-е изд., исп. – М.: Высш. шк., 2000. – 477с., ил.
- 16 Ряховский О.А. Справочник по муфтам/ Иванов С.С. – Л.: Политехника, 1991. – 384с.: ил.
- 17 Чурюкин В.А., Обозначение конструкторской документации: учебное пособие / Яшков Ю.К.– Челябинск: ЧГТУ, 1986. – 61 с.
- 18 Сохрин П.П., Проектирование валов: учебное пособие / Кулешов В.В. Челябинск: Изд. ЮУрГУ, 2000. – 61 с.

					22.03.02.2018.288.00 ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		100

- 19 Сохрин П.П., Проектирование ременных передач: учебное пособие. Челябинск: ЧГТУ, 1997. – 94 с.
- 20 Свинолобов, Н.П. Печи черной металлургии: учебное пособие / Н.П. Свинолобов, В.Л. Бровкин. –Днепропетровск: Изд-во Пороги, 2004. – 154 с.
- 21 Мاستрюков, Б.С. Теория, конструкция и расчеты металлургических печей. Расчеты металлургических печей: учебник / Б.С. Мاستрюков. – М.: Металлургия, 1978. – 272с.
- 22 СТО ЮУрГУ 04–2008 Стандарт организации. Курсовое и дипломное проектирование. Общие требования к содержанию и оформлению / составители: Т.И. Парубочая, Н.В. Сырейщикова, В.И. Гузеев, Л.В. Винокурова. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2008. – 56 с.
- 23 <https://studfiles.net/preview/6179443/page:11/>
- 24 <http://metallplace.ru/about/stati-o-chnernoy-metalurgii/perspektivy-razvitiya-chnernoy-metalurgii/>
- 25 <http://markmet.ru/defekty-stalei/pory-i-gazovye-puzyri>
- 26 <https://studfiles.net/preview/5781173/page:14/>
- 27 Семенов, А. Л. Магнитные материалы микро- и наноэлектроники: учебное пособие / А. Л. Семенов. – Иркутск : Изд-во ИГУ, 2012. – 147с.
- 28 Альтгаузен, А.П. Электротермическое оборудование - Справочник под редакцией Альтгаузена А.П. – М.: Энергия, 2007, 617 стр
- 29 Роде, В. Е. Структура и магнитные характеристики аморфных сплавов при нагреве. / В. Е.Роде, В. Н. Прудиков, Н. А. Хатанова. – М.: Металлургия, 1989. – 69с.
- 30 Манохина, А. И. Аморфные металлические материалы. / А. И. Манохина. – М.: Наука, 1998. - 157 с.

					22.03.02.2018.288.00 ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		101