

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

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой

_____ В.А. Пашнев
_____ 2017 г

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛЕЙ,
СОДЕРЖАЩИХ МОЛИБДЕН, НА ПРИМЕРЕ ПРОИЗВОДСТВА
40ХМ

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА К ВЫПУСКНОЙ
КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ - 22.03.02.2017.165.00 ПЗ ВКР

Консультант
Безопасность жизнедеятельности
(к.т.н., доцент)
_____ В.А. Пашнев
_____ 2017 г

Руководитель проекта
(к.т.н., доцент)
_____ В.А. Пашнев
_____ 2017 г

Автор проекта
студент группы ДО-563
_____ И.Н. Пургин
_____ 2017 г

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

Челябинск 2017 г

АННОТАЦИЯ

Пургин И.Н. Технологические особенности производства сталей содержащих молибден, на примере производства 40ХМ - Аша: ЮУрГУ, Базовая кафедра металлургического производства; 2017, 85 с, 4 ил., библиогр. список - 12 наим., 4 листа чертежей ф. А1

В выпускной квалификационной работе рассматривается процесс получения стали марки Сталь 40ХМ на предприятие ПАО «Ашинский метзавод» в ЭСПЦ-2. Плавильные агрегаты, применяющие электрическую энергию в качестве средства для получения технологического тепла ДСП-120, «ковш-печь» (АКП-100) и машина непрерывного литья заготовки (МНЛЗ).

Технология выплавки сталей марки Сталь 40ХМ предусматривает расплавление металлического лома в ДСП-120, получение полупродукта, операции легирования, доводки по составу и температуре осуществляются методами внепечной обработки.

Производим расчет материального и энергетического баланса выбранного электросталеплавильного агрегата.

Целью технологической части работы является разработка технологии выплавки стали марки 40ХМ в условиях электросталеплавильного цеха ЭСПЦ-2 ПАО «Ашинский метзавод».

Также в работе рассмотрены вопросы, охрана труда техника безопасности, возможные направления модернизации производства.

					22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Дизайн	Пургин				ОТДЕЛЕНИЕ Технологические	Лит.	Лист	Листов
Провер	Пашнер					ПАОУ ВО ЮУРГУ		
Реценз					особенности 22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР			
И. Контр	Уарлукаш				производства сталей			
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	6			

ВВЕДЕНИЕ.....	7
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	8
1.1 Описание стали.....	8
1.2 Назначение выплавляемой стали.....	12
1.3 Технологический цикл производства стали марки 40ХМ.....	13
1.3.1 Оборудование для производства стали.....	13
1.3.2 Сырьевые материалы для производства стали.....	17
1.3.3 Технологическая карта (схема) выплавки, с указанием режимов работы оборудования.....	19
1.3.4 Контроль качества продукции.....	31
2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ.....	33
2.1 Исходные данные для технологических параметров выплавки.....	33
2.2 Расчет материального баланса плавки.....	33
2.2.1 Период плавления.....	34
2.2.2 Окислительный период.....	42
2.3 Обработка стали в печи - ковше.....	56
2.3.1 Раскисление и легирование.....	56
2.3.2 Десульфурация.....	60
2.4 Расчет теплового баланса печи.....	62
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА.....	74
3.1 Поперечный пережим.....	75
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ.....	76
5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА.....	77
6 ОРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ.....	79
6.1 Общие требования охраны труда.....	79
6.2 Анализ опасных производственных факторов.....	79
6.3 Анализ вредных производственных факторов.....	80
6.4 Инструктажи по охране труда. Виды назначения инструктажей.....	81
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	84
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	85

ВВЕДЕНИЕ

						Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР	
					7	

Тема данной работы сегодня весьма актуальна потому что электросталеплавильному способу принадлежит ведущая роль в производстве качественной и высоколегированной стали.

Благодаря ряду принципиальных особенностей этот способ как не один другой приспособлен для получения разнообразного по составу высококачественного металла с низким содержанием серы, фосфора, кислорода и других вредных или нежелательных примесей и высоким содержанием легирующих элементов - хрома никеля», марганца, кремния, молибдена, вольфрама, ванадия, титана, циркония других, придающих стали особые физические свойства.

Преимущества электроплавки по сравнению с другими способами сталеплавильного производства связаны главным образом с использованием для нагрева металла электрической энергии. Выделение тепла в электропечах происходит либо в самом нагреваемом металле, либо в непосредственной близости от его поверхности.

Это позволяет в сравнительно небольшом объеме сконцентрировать большую мощность и нагревать металл с большой скоростью до высоких температур, в отдельных случаях вплоть до температуры кипения. Расход тепла и изменение температуры металла при электроплавке довольно легко поддаются контролю и регулированию.

Лучше других агрегатов электропечь приспособлена и для переработки металлического лома. Вся шихта в электропечь может быть загружена в один или два приема, причем твердой шихтой может быть занят весь объем печи, и это не вызовет затруднений в ее расплавлении. Период плавления в электропечах значительно короче, чем в мартеновских печах, работающих скрап - процессом.

В электропечах легка выплавлять сталь из восстановленного железа которое можно загружать в один-два приема или непрерывно подавать в печь с помощью дозирующих устройств, контролируемых электронными вычислительными машинами.

Следовательно, электропечи - это агрегаты, соответствующие высокоавтоматизированным заводам будущего.

Цель выпускной квалификационной работы - изучить технологические особенности производства сталей, содержащих молибден, на примере производства 40ХМ.

Для достижения поставленной цели будут решены следующие задачи:

- изучить технологическую часть
- проанализировать расчетную часть
- исследовать возможные дефекты конечного продукта производства
- рассмотреть зарубежный опыт производства подобной продукции
- возможные направления модернизации производства
- анализ охраны труда и техника безопасности

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

									Лист
									8
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР				

1.1 Описание стали

Сталь 40ХМ конструкционная качественная хромомолибденовая

Марка: 40ХМ (заменители: 40Х, 40ХН, 30ХМ, 35ХГСА 35ХМ)

Класс: Сталь жаропрочная релаксационностойкая

Вид поставки: сортовой прокат, в том числе фасонный: ГОСТ 4543-71, ГОСТ 2590-2006, ГОСТ 2591-2006, ГОСТ 2879-2006. Калиброванный пруток ГОСТ 8559-75, ГОСТ 8560-78, ГОСТ 7417-75, ГОСТ 1051-73. Шлифованный пруток и серебрянка: ГОСТ 14955-77. Полоса ГОСТ 103-2006. Поковки и кованые заготовки ГОСТ 8479-70, ГОСТ 1133-71.

Таблица 1 - Химический состав в % стали 40ХМ

Химический элемент	C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Mo	Cu	Fe
Содержание	0,32-0,4	0,17-0,37	0,4-0,7	до 0,3	до 0,035	до 0,035	0,8-1,1	0,15-0,25	до 0,3	~97

Таблица 2 - Механические свойства стали 40ХМ в зависимости от температуры отпуска

Температура отпуска, °С	$\sigma_{0,2}$ (МПа)	σ_B (МПа)	δ_5 (%)	ψ %	КСУ(кДж/м ²)	НВ
Закалка 880°С, масло						
300	1390	1870	9	44	49	450
400	1310	1410	10	50	59	400
500	1080	1200	15	54	88	350
600	840	930	19	63	147	270
700	660	730	20	70	196	220

Таблица 3 - Предел выносливости стали 40ХМ

σ_{-1} , МПа	n	Состояние стали и термообработка
333		$\sigma_{0,2}=490$ МПа, $\sigma_B=640$ МПа, НВ 190-240
588	10 ⁶	$\sigma_B=1370$ МПа. Закалка 870°С, вода. Отпуск 400°С
441	10 ⁶	$\sigma_B=980$ МПа. Закалка 870°С, вода. Отпуск 600°С
499		$\sigma_B=1030$ МПа. Диаметр заготовки

Таблица 4 - Механические свойства стали 40ХМ

					22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		9

ГОСТ	Состояние поставки, режим термообработки	Сечение, мм	КП	$\sigma_{0,2}$ (МПа)	σ_B (МПа)	δ_5 (%)	ψ %	КС U (кДж/м ²)	НВ (HRC ₃), не более
ГОСТ 4543-71	Прутки. Закалка 850°C, масло. Отпуск 560°C, вода или масло	25		835	930	12	45	78	
ГОСТ 8479-70	Поковки. Нормализация	300-500	245	245	470	17	35	34	143-179
		500-800		245	470	15	30	34	143-179
		100-300	275	275	530	17	38	34	156-197
		300-500		275	530	15	32	29	156-197
		До 100	315	315	570	17	38	39	167-207
		100-300		315	570	14	35	34	167-207
		До 100	345	345	590	18	45	59	174-217
		Поковки. Закалка. Отпуск.	500-800	345	345	590	12	33	39
	100-300		345		615	15	40	54	187-229
	300-500		395	395	615	13	35	49	187-229
	500-800			395	615	11	30	39	187-229
	До 100		440	440	635	16	45	59	197-235
	100-300			440	635	14	40	54	197-235
	300-500			440	635	13	35	49	197-235
До 100	490		490	655	16	45	59	212-248	
100-300		490	655	13	40	54	212-248		
До 100	590	590	735	14	45	59	235-277		
	Закалка 850-870°C, масло. Отпуск 180-200°C, воздух	До 40		1370	1570	12	38		(49-53)
	Закалка 850-870°C, масло. Отпуск 560-620°C, воздух	50-80 80-120		640 590	810 780		40 40	59 59	260-322 260-322

Таблица 5 - Механические свойства стали 40ХМ при повышенных температурах

					22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		10

Температура испытаний, °С	$\sigma_{0,2}$ (МПа)	σ_B (МПа)	δ_5 (%)	ψ %	КСУ(кДж/м ²)
Закалка 880°С, масло. Отпуск 650°С					
20	770	880	22	66	189
400	570	730	23	71	467
450	550	670	23	78	134
500	490	550	22	86	123
Диски диаметром 755-915 мм, толщиной 35-110 мм. Втулка диаметром 115-400 мм НВ 212-223					
Образец тангенциальный					
20	420-510	610-710	17	54-61	49-98
400	390	550	17	64	78
500	355	440	18	74	59
550	355	400	18	75	56
Образец продольный					
20	430-480	580-690	7	16-23	20
500	365	430	7	13-30	20
Пруток. Нормализации 880°С. Отпуск 650°С, 2ч. НВ 207					
20	525	700	22	69	159
400	420	650	26	75	149
450	400	540	24	80	136
500	385	470	25	84	121
Пруток. Отжиг 860°С. НВ 179					
20	360	670	22	55	88
400	300	650	26	75	115
450	270	550	27	81	114
500	265	480	29	85	141

Удельный вес: 7820 кг/м³

Температура ковки, °С: начала 1260, конца 800. Сечения до 100 мм охлаждаются на воздухе, 101-300 мм - в мульде.

Термообработка: Закалка 850 - 880°С, масло, Отпуск 585 - 650°С

Твердость материала: НВ 10⁻¹ = 241 МПа

Температура критических точек: $A_{c1} = 755$, $A_{c3}(A_{cm}) = 800$, $A_{r3}(A_{rcm}) = 750$, $A_{r1} = 695$

Обработываемость резанием: в азакаленном и отпущенном состоянии при НВ 212-248 $\sigma_B = 660$ МПа, $K_{v\text{ тв. спл}} = 0,8$ и $K_{v\text{ б.ст}} = 0,72$

Свариваемость материала: ограниченно свариваемая. Способы сварки РДС, АДС под флюсом и газовой защитой, АрДС и ЭШС. Необходимы подогрев и

последующая термообработка.

Флокеночувствительность: чувствительна.

					Лист
					11
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР

Склонность к отпускной хрупкости: не склонна.

Таблица 6 - Механические свойства стали 40ХМ при испытании на длительную прочность

Предел ползучести, МПа	Скорость ползучести, %/ч	Температура, °С	Предел длительно й прочности, МПа	Длительность, ч	Температура, °С
157	1/10000	450	294	10000	450
103	1/100000	450	235	100000	450
83	1/10000	500	206	10000	500
49	1/100000	500	147	100000	500

Таблица 7 - Прокаливаемость стали 40ХМ (ГОСТ 4543-71)

Расстояние от торца, мм										Примечание
1,5	3	4,5	6	9	12	15	18	24	33	Закалка 860°С Твердость для полос прокаливаемости, HRC ₃
47,5-56,5	46,5-55,5	45-54	43,5-53	39-43	35-43	32-43	30-36,5	28-34,5	25-33,5	
Количество мартенсита, %		Критическая твердость, HRC ₃				Критический диаметр в воде, мм		Критический диаметр в масле, мм		
50		40-44				56-100		31-68		
90		47-52				33-71		12-46		

Таблица 8 - Физические свойства стали 40ХМ

T (Град)	E 10 ⁻⁵ (МПа)	α 10 ⁶ (1/Град)	λ (Вт/(м·град))	ρ (кг/м ³)	C (Дж/(кг·град))	R 10 ⁹ (Ом·м)
20	2,18			7820		328
100	2,16	12,3	40,6	7800	462	360
200		12,6	39,8	7770		
300	2,05	12,9	38,5	7740		425
400	1,95	13,9	37,3	7700		523
500	1,86	14,4		7660		628
600		14,6				

Краткие обозначения:

σ_B - временное сопротивление разрыву, МПа

$\sigma_{0,05}$ - предел упругости, МПа
 $\sigma_{0,2}$ - предел текучести условный, МПа
 $\delta_5, \delta_4, \delta_{10}$ - относительное удлинение после разрыва, %
 $\sigma_{\text{еж } 0,05}$ и $\sigma_{\text{еж}}$ - предел текучести при сжатии, МПа
 ν - относительный сдвиг, %
 σ_B - предел кратковременной прочности, МПа
 ψ - относительное сужение, %
 KCU и KCV - ударная вязкость, определенная на образце с концентраторами соответственно вида U и V, Дж/см²
 σ_T - предел пропорциональности (предел текучести для остаточной деформации), МПа
 HB - твердость по Бринеллю
 HV - твердость по Виккерсу
 HRC₃ - твердость по Роквеллу, шкала С
 HRB - твердость по Роквеллу, шкала В
 HSD - твердость по Шору
 ε - относительная осадка при появлении первой трещины, %
 ξ - предел прочности при кручении, максимальное касательное напряжение, МПа
 $\sigma_{\text{изг}}$ - предел прочности при изгибе, МПа
 σ_{-1} - предел выносливости при испытании на изгиб с симметричным циклом нагружения, МПа
 ξ_{-1} - предел выносливости при испытание на кручение с симметричным циклом нагружения, МПа
 ν - количество циклов нагружения
 R и ρ - удельное электросопротивление, Ом·м
 T - температура, при которой получены свойства, Град
 E - модуль упругости нормальный, ГПа
 λ - коэффициент теплопроводности (теплоемкость материала), Вт/(м °С)
 C - удельная теплоемкость материала (диапазон 20° - T), [Дж/(кг·град)]
 ρ_v и ρ - плотность кг/м³
 α - коэффициент температурного (линейного) расширения (диапазон 20°- T), 1/°С
 σ^t_T - предел длительной прочности, МПа
 G - модуль упругости при сдвиге кручением, ГПа

1.2 Назначение выплавляемой стали

Сталь применяется: для изготовления деталей турбин, валов, шестерней, шпинделей, шпилек, болтов, гаек, фланцев, дисков, покрышек, штоков и других ответственных деталей, работающих в условиях больших нагрузок и скоростей

при температуре до 450-500 °С; для производства различных улучшаемых деталей: валов, осей, зубчатых колес, тормозных лент моторов, фланцев, корпусов

						Лист
					<i>22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР</i>	12
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

обшивки, лопаток компрессорных машин, рычагов, толкателей; для ответственных сварных конструкций, работающих при знакопеременных нагрузках; для изготовления деталей трубопроводной арматуры с проведением термообработки.

1.3 Технологический цикл производства стали марки 40ХМ

1.3.1 Оборудование для производства стали

120 - тонная печь фирмы DANEILI с непрерывной конвейерной загрузкой металлошихты мощностью 1 млн. тонн в год. Пуск нового цеха позволит увеличить производство стали, повысить ее качество, значительно снизить выбросы загрязняющих веществ в атмосферу

Таблица 9 - Общие характеристики агрегата: дуговая электросталеплавильная печь (ДСП-120)

Наименование	Показатели
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

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.

В агрегате проводятся операции окончательного раскисления, десульфурации, легирования и модифицирования. Ковш накрывается водоохлаждаемым или футерованным сводом с отверстиями для введения графитированных электродов, подачи присадок и контроля процесса, наводят свежий высокоосновный шлак, обладающий высокой десульфурующей способностью и защищающий металл от вторичного окисления окружающей атмосферой.

Таблица 10 - Технические характеристики агрегата ковш-печь

						Лист
					<i>22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР</i>	13
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Наименование параметра	Норма	
	Номинальная	Допустимая
Емкость ковша, т	117	120
Диаметр кожуха ковша, мм		
- в верхней части	3700	-
- в нижней части	3375	-
Высота ковша, мм	3950	-
Мощность трансформатора, МВА	18	-
Напряжение трансформатора, В		
- высокое напряжение	10000	± 5 %
- низкое напряжение	318,5-132,5	
Номинальный ток, кА	32,6	-
Число фаз	3	-
Напряжение цепей управления, В	220; 24	-

Продолжение таблицы 10

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	-

Оборудование агрегата печь-ковш:

- рабочие площадки;
- водоохлаждаемый свод с системой подъема;
- колонны электрододержателей с системой подъема;
- печной трансформатор мощностью 18 МВА;
- сталевоз для перемещения ковша;
- система взвешивания и подачи сыпучих материалов;

- система газоочистки отходящих газов;

					Лист
					14
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР

- система донной продувки металла аргоном с узлами продувки, измерения и регулирования расхода аргона;
- система аварийной (верхней) продувки аргоном;
- двухручьевого трайб-аппарат;
- оборудование для определения температуры и взятия пробы металла;
- система водяного охлаждения;
- система сжатого воздуха;
- гидростанция;
- система автоматизированного управления оборудованием;
- система автоматизированного управления процессом
- на агрегате контролируются следующие параметры:
- температура, окисленность жидкой стали и шлака;
- масса кусковых материалов по порциям и видам материалов;
- масса порошкообразных материалов, интенсивность подачи порошка;
- расход аргона на транспортирование порошкообразных материалов;
- расход аргона на аэрацию порошкообразных материалов;
- положение фурмы;
- положение механизма для ввода электродов в расплав;
- давление в пневмонасосе;
- расход аргона и давление на перемешивание металла;
- состав и давление газа под крышкой;
- электрические параметры нагрева (сила тока, напряжение, активная мощность);
- масса алюминиевой проволоки вводимой в металл;
- продолжительность обработки металла;
- давление и расход воды.

В сталеплавильном цехе имеется отделение непрерывной разливки стали со слябовой машиной непрерывного литья заготовок фирмы «STB».

Таблица 11 - Основные технические данные существующей МНЛЗ

Количество ручьев, шт	1
Радиус разливочной дуги, м	8
Металлургическая длина машины, м	25,87
Размерный сортамент отливаемых слябов:	
толщина, мм	180-240
ширина, мм	900-1600
минимальная длина, мм	4500

Продолжение таблицы 11

									Лист
									15
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР				

Скорость разливки	0,8 - 1,54 м/мин - для сляба толщиной 180 мм 0,7 - 1,05 м/мин - для сляба толщиной 240 мм
Емкость сталеразливочного ковша, т	110
Вес плавки, т	100
Цикл разливки, мин	50-60
Емкость промежуточного ковша, т	27-30
Кристаллизатор	прямой с изменением ширины и толщины
Механизм качания	гидравлический с сервоклапанами
Тип машины	радиальная с вертикальным участком
Резка заготовки	автоматическим агрегатом с газовым резаком

После того, как стальковш установлен на стенд, стенд поворачивает его на 180 градусов в положение разливки над тележкой промковша. Ковш на стенде может занимать два положения, что позволяет выполнять разливку с чередованием ковшей. Ковшовый стенд оборудован системой подъема и взвешивания. Поворот стенда производится от электромеханического привода.

Для поворота в аварийных случаях предусмотрен пневматический привод. Для предотвращения избыточных потерь тепла ковш с помощью специального подъемного механизма накрывается крышкой. Величина потока жидкого металла из стальковша в промковш регулируется с помощью шиберного затвора, установленного на стальковше. От воздействия воздуха струю жидкого металла защищает разливочный стакан.

Площадка оператора обеспечивает доступ к управлению шиберным затвором ковша и крышкой промковша в процессе разливки.

На случай возникновения аварийных ситуаций имеются контейнеры для шлака и аварийные желоба. Оператор, управляющий разливкой, располагается рядом с кристаллизатором. Система управления уровнем металла в кристаллизаторе установлена на самом кристаллизаторе и приводит в действие стопор, регулирующий количество поступающего в него металла.

Струя жидкого металла между промковшом и кристаллизатором защищается с помощью погружного разливочного стакана, который при необходимости можно быстро заменить.

Кристаллизатор снабжен системой регулирования ширины заготовки, позволяющей изменять эту ширину вне линии разливки. На нем также имеется система обнаружения прорыва металла (на основе термопары).

Конструкция устройства качания обеспечивает точность положения и направления движения кристаллизатора при его работе. Подключение системы

водоснабжения производится при установке и фиксации кристаллизатора на раме.

						Лист
						16
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР	

За верхней частью сегмента 0 следует ряд радиальных сегментов с последовательно уменьшающимся радиусом, которые изгибают заготовку до кривизны, соответствующей основному радиусу машины. Направляющие сегменты разливочного ручья, расположенные после верхнего изгибающего сегмента удерживают затвердевающую заготовку на роликах до её полного затвердевания. Направляющие сегменты расположены по основному постоянному радиусу машины. Сегменты нижней части расположены по увеличивающемуся радиусу до выхода на горизонтальную прямую. Последовательность увеличивающихся радиусов разгибающего сегмента позволяет произвести выпрямление отвердевшей заготовки без возникновения в ней нежелательных механических напряжений.

Во всех сегментах применены ролики разрезного типа с подшипниками. Взаимное положение верхних и нижних рам сегментов жестко удерживается с помощью четырех гидравлических цилиндров. Конструкция сегментов позволяет легко снимать их с помощью мостового крана. Установленные на всем протяжении машины приводы производят извлечение заготовки.

Для формирования нужного режима охлаждения заготовки между роликами сегментов от 0 до 7 установлены сопла, создающие воздушно-водяную пыль. Управление интенсивностью образования аэрозоли, позволяющее адаптировать его к различным маркам стали и скоростям разливки, выполняется клапанами в сочетании с электронной системой.

Для пуска процесса разливки из нижней части машины в кристаллизатор вводится затравка. После начала разливки она вытягивает непрерывнолитую заготовку. Головка клещевого типа, примененная на затравке, позволяет производить её простое и надежное отсоединение. Для перемещения затравки в позицию парковки, расположенную за пределами разливочного ручья после агрегата резки предусмотрена система возврата.

После выхода из последнего сегмента заготовка по рольгангу подачи на резку поступает на рольганг резки, где расположен агрегат резки. Агрегат делит заготовку на отрезки заданной длины. Сигнал агрегату на выполнение резки выдает система измерения длины, которая является его частью.

После рольганга резки следует удаляющий рольганг. За ним расположено поворотное устройство, поворачивающее нарезанные слябы на 90° после чего они транспортируются на склад слябов.

1.3.2 Сырьевые материалы для производства стали

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

Основные требования к шихтовым материалам.

- масса тяжеловесных отходов (обрези и скрапа) в составе общей массы завалки должна быть не более 50%;

- во избежание риска взрыва следует загружать сухой скрап (без масла, воды) и не использовать герметизированные контейнеры (емкости);

									Лист
									17
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР				

- куски лома не должны превышать по длине 1,0 м, по ширине 0,5 м и по высоте 0,5 м (по массе максимум ~ 1,5 т);

- допускается в завалку ДСП использовать грат МНЛЗ в количестве не более 10 тонн на плавку. Грат заваливать в бадью или на конвейер Consteel. Грат в бадью загружать только после погрузки не менее 25 тонн лома. При открытых технологических зазорах (для стока воды) в конвейере Consteel грат МНЛЗ, предпочтительнее использовать через бадью. В случае погрузки грата на Consteel (при открытых зазорах) грат грузить на вторую зону Consteel, укладывая его на плотный слой лома. В холодное время года, грат использовать сразу в завалку не давая ему слеживаться, т. к. может замерзнуть общей кучей. Для этого необходимо в цех завозить необходимое количество на серию плавков. Завалку ДСП-120 желательно планировать так, чтобы грат МНЛЗ попал в печь до начала схода шлака. В зависимости от содержания FeO в шлаке, на плавках на которых используется грат МНЛЗ допускается расход кускового углеродосодержащий материал (УМВК) увеличивать по 50 кг на каждую тонну заваленного грата МНЛЗ.

В завалку одной плавки допускается использовать ограниченное количество следующих видов металлошихты:

- части и элементы боеприпасов, при наличии талона взрывобезопасности;
- пресс-пакеты и пресс-таблетки в сумме не более 10 тонн;
- габаритный мелкий скрап однородной фракции менее 100 мм, в виде орешка (после магнитной сепарации) не более 10 тонн. Остальное количество (для выполнения плана по расходу скрапа), догружать скрапом более крупных фракций (габаритных размеров);
- промасленные троса заваливать бадьёй только на холодную подину ДСП.

Общая масса металлошихты должна составлять 130 - 140 тонн (без учёта остатка жидкого металла в печи от предыдущей плавки, который должен составлять 45 - 50 тонн). Вес заваленной металлошихты определять по показаниям системы взвешивания ДСП, которые отображаются на рабочей станции сталевара в графе «загружено скрапа».

В случае некорректной работы системы взвешивания ДСП допускается, ориентируясь по результатам выпуска предыдущей плавки загружать менее 130 тонн или более 140 тонн металлошихты по показаниям системы взвешивания ДСП, при условии обеспечения веса жидкого металла в ковше после выпуска 115 - 120 тонн и остатка жидкого металла в ДСП 45 - 50 тонн. В случае отказа или полного выхода из строя системы взвешивания ДСП, завалку лома производить, ориентируясь по времени загрузки из расчёта, что за 40 - 45 минут в ДСП через конвейер заваливается 130 - 140 тонн лома при нормальной плотности укладки на конвейер.

Снижение уровня болота менее 45 тонн допускается:

- перед заправкой ДСП

- при выпуске «насухо».

									Лист
									18
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР				

С целью создания благоприятных условий для протекания реакций дефосфорации стали в первый период начала завалки в печь подается УМВК фракции 10 - 50 мм порциями со скоростью отдачи от 25 до 55 кг/мин. массой до 1000 кг. и известь порциями со скоростью 300 кг/мин до общей завалки металлошихты 65 тонн, общий расход извести в этот период должен составлять 3,0 - 4,0 тонн. С последующего периода завалки начиная с 85 до 160 тонн производится вдувание углеродосодержащего материала (УСМ) фракции 0 - 3 мм через 3 инжектирующих устройства со скоростью отдачи материала 15 - 25 кг/мин, с расходом до 2500 кг. Известь продолжается отдавать порциями со скоростью 100 - 200 кг/мин, обеспечивая общий расход от 5,5 до 7,5 тонн, который может корректироваться на основании результатов анализа металла и шлаков ДСП. Основность шлака должна быть на уровне 1,8 - 2,0.

К моменту полного расплавления отбирается проба металла, при этом температура металла должна быть в пределах 1540 - 1560 °С. В случае получения неудовлетворительного химического состава стали по содержанию фосфора, в печь дополнительно присаживается до 500 кг известняка и 1000 - 1500 кг извести.

В случае неудовлетворительной работы углеродных инжекторов увеличить расход кускового УМВК не менее 1200 кг.

Не стоит забывать про такие ресурсы как газы O₂, Ar, N, электроэнергия, вода.

1.3.3 Технологическая карта (схема) выплавки, с указанием режимов работы оборудования

Производство стали 40ХМ в условиях электросталеплавильного цеха №2 имеет следующую технологическую схему: производство полупродукта в основной электродуговой печи ДСП-120, рафинирование и доводка стали до требуемого химического состава на агрегате ковш-печь, разливка на одноручьевой криволинейной СТВ слябовой машине непрерывного литья заготовки (смотреть рисунок 1).

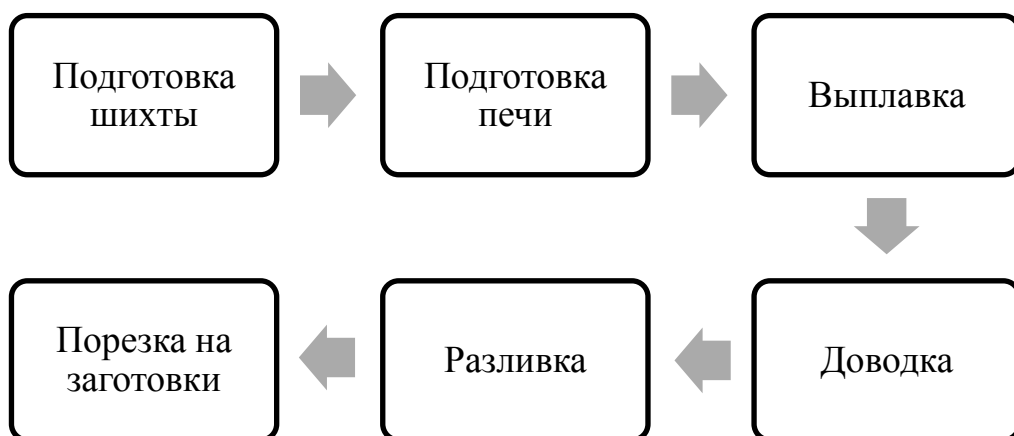


Рисунок 1 - Технологическая схема

В связи с вводом в эксплуатацию электропечи ДСП-120, стала возможной выплавка единичных слитков и выполнение небольших по объемам заказов потребителей по таким маркам сталей как 40Х, 65Г, 30ХГСА, 10ХСНД, 09Г2С, что является одним из важнейших конкурентных преимуществ ПАО «Ашинский метзавод».

1) Шихтовка плавки

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

Основные требования к шихтовым материалам: масса тяжеловесных отходов (обрези) в составе общей массы завалки должна быть не более 50 %. Во избежание риска взрыва следует загружать сухой скрап (без масла, воды) и не использовать герметизированные контейнеры. Куски скрапа не должны превышать по длине 1,5 м, по ширине 0,5 м и по высоте 0,5 м (по массе максимум ~ 1,5 т). В состав шихты может вводиться никель, медь, молибден на нижний предел марочного состава, а также отходы, легированные никелем, медью и молибденом.

Шихтовку плавки по массовой доле углерода производят чугуном (твердым) или коксом (антрацитом). Отходы производства и лом, содержащие медь, никель и другие легирующие элементы складированы и хранятся отдельно по группам и сортам и использовать в завалку только при выплавке марок стали, легированных этими элементами. Общая масса металлошихты должна составлять от 125 до 135 т (без учета остатка жидкого металла в печи от предыдущей плавки). При шихтовке плавки загрузка металлошихты производится загрузочной бадьей и с конвейера. Часть шлакообразующих материалов (2 - 3 т) вводить вместе с металлоломом в загрузочную бадью, остальное количество - в печь по ходу плавки порциями массой от 150 до 250 кг. Общий расход извести должен составлять от 5,0 до 6,0 т на плавку. Допускается вместо извести использовать в завалку от 2,5 до 3,0 т известняка. В этом случае расход извести в ДСП (через свод) должен составлять от 2,5 до 3,5 т. При отсутствии чугуна в металлошихте масса вводимой в печь (загружаемой сверху или вдуваемой через инжектора) коксовой мелочи или углеродсодержащего материала должна составлять не менее 1000 - 1200 кг.

Процесс завалки и подвалки металлошихты в печь осуществлять в следующем порядке. Перед опусканием корзины с ломом в печь полностью закрывают рабочее окно и шлаковую летку печи. Корзина с металлошихтой опускается так, чтобы ребро жесткости челюстных затворов находилось в створе верхнего среза каркаса электропечи. По команде сталевара крановщиком производится медленное раскрытие корзины. После того, как на подину просыплется первая порция металлошихты массой от 1 до 3 т, корзину медленно поднимают вверх до полного раскрытия челюстных затворов с одновременным освобождением ее от металлолома. Нахождение персонала на рабочей площадке перед печью во время завалки не допускается.

Ферросплавы, предназначенные для присадки в жидкий металл, должны быть прокалены в нагревательной печи докрасна не менее 20 минут.

									Лист
									20
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР				

Продолжительность времени от конца прокалки (сушки) до использования ферросплавов, как правило, не должна превышать 8 часов.

Порошки, применяемые для раскисления шлака, должны иметь фракцию: ферросилиций, силикокальций и алюминий - не более 2 мм, кокс - не более 1 мм.

Твердые окислители - железорудные окатыши, железная руда (в дальнейшем - окатыши) перед использованием должны быть прокалены в нагревательной печи докрасна в течение не менее 20 мин. Газообразный кислород, применяемый для продувки металла в печи, должен содержать не более 0,8 г/м³ влаги.

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

Методы выплавки стали в ДСП-120 сталь в дуговой печи выплавляется по двум вариантам:

- с завалкой металлошихты на «болото» (40 - 50 т металла предыдущей плавки);

- с завалкой металлошихты на «сухую» подину, очищенную от остатков шлака и металла от предыдущей плавки. Проводятся: после холодного ремонта подины в течение первых двух плавов подряд. При превышении температуры подины в одной из нескольких замеряемых точек более чем 300°С. По указанию старшего мастера печного участка с целью контроля за состоянием футеровки подины печи.

Плавку стали 40ХМ производят с «болотом».

2) Подготовка печи

Выплавка полупродукта производится при удовлетворительном твердом состоянии подины и откосов, с защитным гарнисажем на водоохлаждаемых панелях стен и свода, с хорошо очищенным и засыпанным эркерным отверстием, целыми электродами, при исправном состоянии и надежной работе охлаждающей системы, механизмов, электроаппаратуры и газоочистки. После холодного ремонта стен выплавляется две плавки стали общего назначения. После замены подины выплавляется 3 плавки стали общего назначения по специально утвержденному начальником цеха электрическому режиму.

Подготовка печи к завалке лома осуществляется в следующей последовательности: перед завалкой бадьи электроды выставляются на полный подъем и, по достижению верхнего концевого выключателя, автоматически блокируются в безопасном положении. Производится открытие свода печи. Предварительно необходимо отсоединить систему дымоотсоса, осуществить подъем и поворот свода и закрыть дверцу шлаковой летки. После выгрузки лома из бадьи (корзины), поправить лом внутри печного пространства, используя бадью. Затем закрыть свод и подать напряжение на электроды. Произвести опускание электродов в автоматическом режиме. После расплавления «болота» начинается ввод лома в печь при помощи системы непрерывной загрузки Consteel. Масса загруженного лома контролируется при помощи системы взвешивания, установленной на платформе печи. Выпуск первых двух плавов осуществлять «насухо», с обязательным контролем состояния подины и откосов и их

									Лист
									21
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР				

заправкой. После выпуска предыдущей плавки производится удаление остатков шлака и настывшей из канала эркера и торца концевой втулки эркерного выпуска. Отверстие снизу плотно заделывается каолиновой ватой на высоту от 250 до 300 мм, после чего эркер закрывается затвором. Далее отверстие засыпается массой марки TheramerFill 226 до образования «горки» над уровнем футеровки подины.

Заправка подины и откосов, заправки подины печи применяется торкрет-масса JEGUN. После выпуска металла печь наклоняют в сторону рабочей площадки для осмотра футеровки мастером и сталеваром с целью общей оценки состояния откосов, подины и выявления на ней остатков металла и шлака. Одновременно оценивается состояние свода и стен. Остатки металла с подины нужно удаляют повторным наклоном печи в сторону слива металла (операция выполняется после заделки эркерного отверстия). Остатки не удаленного металла необходимо заморозить в эркерной зоне печи. При выдувке кислородом остатков металла с подины необходимо обрез трубки держать на расстоянии от 150 до 200 мм от поверхности металла (определяется визуально), при этом для более полного удаления металла из углублений в подине до 100 мм глубиной рекомендуется давать под струю кислорода небольшие порции магнезитового порошка. Количество порошка определяется мастером (старшим мастером), порошок дается вручную - лопатой.

При углублении подины более 100 мм и наличии в углублении остатков жидкого металла, в металл опускается специальная сляба с целью намораживания остатков металла. После выдержки и намораживания металла на слябу (определяется визуально) производится удаление слябы с замороженным металлом. После оценки состояния подины производится ремонт подины. Заправка подины и откосов производится механизированным способом. Допускается заправка вручную. Углубление ванны производить под руководством старшего мастера присадками кварцитового песка, кварцита или порошка ферросилиция.

Порог рабочего окна должен быть заправлен до уровня, обеспечивающего сход шлака во время окислительной продувки. При работе на «болоте» общий износ футеровки подины контролируют не реже одного раза в смену путем измерений с помощью шомпола, изогнутого на конце под углом 90° (по визуальной оценке) и рулетки, а также по показаниям теплоприборов в зонах ванны. Шомполом прощупывают всю площадь подины. В случае нарушения твердости подины или обнаружения углублений, принимают меры к сливу плавки «насухо» и производят ремонт подины.

Подготовка скраповой бадьи (корзины). Дно бадьи должно быть наполнено слоем легковесного лома без воды или масла; дробленый очищенный лом может использоваться вплоть до 10 % от общего объема завалки. Данный слой действует в виде подушки для обеспечения защиты огнеупорного пода печи от возможных повреждений из-за тяжеловесных кусков скрапа. А также является неким уплотнением, предотвращающим потери через дно бадьи мелкого лома. Следующий слой должен содержать самые тяжелые (большие) куски лома вплоть до 15 % от загрузки бадьи во избежание поломки электродов при падении лома во время плавления. На поверхность тяжеловесного лома добавляют

						Лист
						22
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР	

науглероживающий материал, материал для образования шлака (известь, известняк и доломит), которые должны быть расположены вблизи стен бады вне области распада электродов. Следующий слой лома должен составлять основной объем веса шихты.

Это слой лома среднего веса для защиты футеровки и водоохлаждаемых панелей от теплоизлучения дуги. Последний слой - это легковесный лом малого размера, необходимый для облегчения дугового зажигания и выравнивания дуги.

3) Плавление на ДСП-120. После завалки металлошихты свод переводят в рабочее положение и сталевар производит включение печи в соответствии с утверждённым электрическим режимом. Сразу после включения печи, включают в установленном режиме стеновые комбинированные фурмы-горелки. После расплавления первой загрузки до определенной степени подают лом, чугун, ГБЖ, углеродсодержащие материалы фракцией 5 - 20 мм через конвейерную систему Consteel, расположенное на боковой стене ДСП. Шлакообразующие материалы (известь, плавиковый шпат, глиноземсодержащие материалы) подают посредством системы перемещения материалов через свод. Объем подаваемого лома регулируется за счет компьютерной программы в зависимости от потребляемой мощности, доступной электрической и химической энергии, а также температуры ванны. Данная программа учитывает также объем вводимого УСМ фракцией 0,1 - 3 мм и извести или известняка. В случае недостаточной пенности шлака или чрезмерной подачи лома необходимо: сократить интенсивность подачи лома; увеличить мощность; увеличить объем шлака путем добавления УСМ (образование пены). Ввиду низкого уровня металла в печи на этом этапе, а также с целью получения заданного химического состава шлака, вместе с ломом добавляют известь, доломит и УСМ.

Кислород используют для формирования пенистого шлака. Пенистый шлак сохраняют для обеспечения защиты водоохлаждаемых панелей и огнеупорной футеровки, сокращения расхода электроэнергии и времени работы под током. Кислород и УСМ используют с начала плавки для получения химической энергии посредством окисления углерода и производства достаточного объема печного газа для формирования пенистого шлака с целью обеспечения защиты дуги и боковых стен, а также для сокращения времени работы под током

Кислород подают при помощи кислородных модулей. Во время данного этапа процесса плавления интенсивность подачи лома и других железосодержащих материалов, извести определяется сталеваром для получения температуры ванны примерно 1560°C.

После отработки 20 - 25 МВт/ч производят отбор пробы металла для определения массовых долей углерода, марганца, фосфора, серы, хрома, никеля и меди, пробы шлака для определения массовых долей CaO, SiO₂, FeO, MnO, MgO и измерение температуры металла. Пробы шлака отбирают намораживанием на кислородную трубку. Основность шлака (CaO/ SiO₂) , должна составлять 1,7 - 2,5. Пробу металла отбирают с помощью специального пробоотборника. Если проба металла из-за неудовлетворительного качества (проба в раковинах) бракуется, то

						Лист
						23
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР	

производят повторный ее отбор. Результаты химического анализа пробы металла и шлака фиксируются в паспорте плавки сталеваром. Контроль массовой доли углерода в металле производят по результатам химического анализа пробы металла. Для защиты футеровки печи от теплового излучения электрических дуг и увеличения объёма полезной мощности трансформатора, а также предотвращения насыщения стали азотом, на протяжении всей плавки запрещается допускать оголение дуг.

Шлак должен находиться во вспененном состоянии, для чего в процессе шлакообразования в печь сверху присаживают сначала коксовую мелочь массой от 300 до 600 кг (при наличии нерасплавленной шихты в районе инжекторов для УСМ) с последующим вдуванием углеродсодержащего материала от 800 до 1200 кг. При неисправной установке для вдувания УСМ разрешается в печь вводить через свод коксовую мелочь массой от 800 до 1000 кг порциями массой от 20 до 60 кг. Допускается вдувание УСМ проводить через три устройства. В процессе продувки кислородом вспененный шлак удаляют из печи самотёком, не допуская схода металла и оголения дуг. Основность шлака в печи должна быть от 1,8 до 2,2. Известь вводят в печь равномерно в процессе окисления и нагрева металла порциями по 200 - 300 кг. Для предотвращения повышенного износа футеровки печи массовая доля оксида магния (MgO) в шлаке должна быть от 5,0 до 9,0 %, для чего в печь после спуска шлака вводят доломит массой 700 - 800 кг порциями по 200 - 300 кг. Содержание оксида магния (MgO) в шлаке корректируется в зависимости от основности шлака и содержания в нем FeO. Продолжительность от последнего измерения температуры до начала выпуска плавки должна быть не более 3 минут. Температура металла перед выпуском плавки должна быть не менее 1620°C. В процессе наведения рафинировочного шлака отбирают 2 - 3 пробы шлака. Последнюю пробу шлака отбирают перед выпуском, намораживанием на кислородную трубку. В пробе не должно быть посторонних примесей. При отправке пробы по пневмопочте сообщают лаборанту номер плавки и номер пробы.

Доводка плавки скрап подают до определенной степени в соответствии с доступной мощностью. Как только достигнуто примерно 85 - 90 % общей загрузки, автоматически начинается процесс доводки плавки, электроэнергия уменьшается примерно на 10 - 15 %, интенсивность подачи скрапа также уменьшается для обеспечения увеличения температуры в ванне жидкой стали до получения температуры для выпуска плавки.

Подготовка к выпуску плавки за 5 - 8 минут до выпуска печь отклоняют не более чем на 2 градуса в сторону шлаковой летки для скачивания шлака. Когда скачивание шлака завершено, наклоняют печь обратно в горизонтальное положение. Отбирают пробу металла и шлака для проверки химического состава. Интенсивность вдувания кислорода и УСМ регулируются по мере необходимости для того, чтобы достичь температуры выпуска. Для повышения температуры ванны до уровня не менее 1620°C замедляют ход конвейеров. Температура металла перед выпуском корректируется в зависимости от количества отдаваемых

						Лист
						24
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР	

материалов в ковш. Сталь-ковш подготавливается и перемещается в положение для выпуска плавки. Температура футеровки сталь-ковша должна быть не менее 1000°C за 10 минут до выпуска. Ферросплавы для выпуска должны быть подготовлены основываясь на результат химического анализа пробы, взятой после скачивания шлака.

При необходимости увеличения окончательной температуры ванны можно уменьшить скорость конвейера до минимума. Необходимо, чтобы соединяющая тележка в этот период двигалась. Измеряют температуру ванны, чтобы убедиться в том, что температура выпуска достигнута. После достижения температуры выпуска кислородную и углеродную фурмы отключают. Несущие электрододержатели поднимают до «половины хода» поворачивая управляющее устройство электрододержателя в положение «быстрый подъём». Отодвигают соединяющую тележку. Как только соединяющая тележка начинает двигаться обратно, двигатель отключится автоматически. Гидравлический цилиндр останавливается автоматически, когда достигнет координаты отвода. Регулирование переключают с основного пульта управления на пульт поста управления выпуска. Сообщают оператору пульта управления выпуска о том, тележка готова к выпуску.

Выпуск и подготовка к перезапуску как только с пульта управления получено сообщение о том, что всё готово к выпуску, начинают процедуру:

- убедившись, что сталь-ковш правильно расположен под печью и включена донная продувка аргоном. Он не должен быть непосредственно центрирован к выпускному отверстию, должен находиться немного впереди;

- убедившись, что ферросплавы готовы для разгрузки в сталь-ковш;

- убедившись, что пульт управления для выпуска включён и соответствует настроенным значениям выпуска;

- наклоняют печь на сторону выпуска, останавливают приблизительно на четырёх градусах. Это увеличивает объём стали над выпускным отверстием, который способствует выпуску стали без шлака. Если печь слишком наклонена, есть риск, что жидкая сталь может вступить в контакт с охлаждаемой водой панелью эркера;

- когда печь наклонена на немного более чем 2 градуса на сторону выпуска, буферы на стороне шлака должны автоматически передвинуться назад.

Тем не менее до выпуска печи необходимо убедиться в том, что оба буфера печи передвинуты назад.

Буферы должны быть передвинуты назад для того, чтобы дать возможность наклонить печь обратно в исходное положение, когда выпуск завершён;

- передвигают назад механизм блокировки эркера;

- открывают выпускное отверстие;

- после того, как сталь начинает течь в ковш, запускают систему загрузки ферросплавов, которые дозированы и готовы к загрузке;

- постепенно увеличить угол наклона печи для поддержания объёма жидкой стали над выпускным отверстием. При выпуске слегка изменяют положение

									Лист
									25
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР				

ковша, так как угол наклона печи увеличивается;

- поднимающийся уровень стали в ковше контролирует оператор визуально на пульте управления выпуском. Когда уровень стали достигнет необходимого уровня свободного борта, начинают обратный наклон.

Быстрая скорость возвращения в обратное положение способствует уменьшению объема шлака, который проходит через выпускное отверстие, так как жидкое болото перемещается на сторону шлака. Продолжают наклон обратно при нормальной скорости до тех пор, пока печь доходит до примерно 6 или 7 градусов на стороне шлака. После наполнения ковша до необходимой массы его вывозит сталевоз из-под печи для дальнейшей его транспортировки на АКП.

Температура металла перед выпуском и количество отданных материалов должны обеспечивать поступление металла на АКП со следующими параметрами:

Таблица 11 - Требования к полупродукту при поступлении на АКП для стали 40ХМ

C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo
0,101	0,010	0,202	0,005	0,035	0,050	0,139	0,192

Для обеспечения максимального контакта металла и шлака во время и после выпуска осуществляют продувку аргоном через донную фурму сталь-ковша не менее 10 минут. По окончании продувки производят измерение температуры металла в ковше и отбирают пробу металла. Продолжительность транспортировки ковша с металлом от выпуска из ДСП до постановки его на стенд АКП должна быть не более 20 минут.

4) Обработка стали на АКП, производится стыковка аргонопровода с ковшом для донной продувки. Устанавливается сталевоз с ковшом в положение «под крышкой». Опускается свод на ковш, состыковав газопровод с газоотводящим патрубком свода, создать разрежение в газопроводе до начала обработки стали. Устанавливается рабочий расход аргона для продувки стали.

Измеряется температура стали. Для повышения стойкости футеровки шлакового пояса сталь-ковшей вводится магнетитовый порошок марки ППК-88 в количестве до 0,6 кг/т. Вводится ТШС в количестве 300 кг. Включается АКП. Нагрев металла начинается с более низких ступеней мощности и переходит к более высоким ступеням после образования достаточно жидкоподвижного шлака.

Во избежание повышенного износа футеровки ковша не работают на повышенных ступенях мощности при малых расходах аргона.

Избегают повышенного расхода аргона, при котором наблюдается нестабильная работа электродов - броски тока по фазам, а также образование оголенных участков поверхности стали. Для уменьшения прямого излучения от дуг на футеровку ковша и уменьшения износа футеровки дуга прикрывается

шлаком. Прогревается металл в течение 5 - 8 мин. Производится первая стадия нагрева стали в ковше до полного расплавления и усреднения шлака.

Измеряют температуру металла, отбирают пробу металла и шлака. По результатам химического анализа определяют последующий режим обработки и производят доводку химического состава стали вводом ферросплавов, наведением рафинирующего шлака. После получения заданного химического состава и температуры на АКП в ковш с металлом отдают 1м³ теплоизоляционной смеси марки ТИС-250ВД и передают в разливочный пролет. После обработки металла на АКП-100 ковш с металлом снимается со сталевоза и передается на разливку, или стенд ожидания, с помощью крана.

Для обеспечения накопления ковшей для серийной разливки на МНЛЗ температура окончания обработки стали на АКП может быть увеличена с учетом последующей продувки на стенде ожидания но не выше, чем 1650°С.

Раскисление рафинирующего шлака и металла. Легирование стали для марок стали с массовой долей углерода в готовом металле более 0,12 % используют углеродсодержащие материалы (фракции до 5 мм), присаживаемые на поверхность шлака равномерно по всему зеркалу шлака порциями от 10 до 50 кг в зависимости от заданной массовой доли углерода в выплавляемой марке стали. Для раскисления шлака сталей с содержанием углерода в готовом металле менее 0,12 % используют гранулированный или дробленый алюминий, алюминий содержащий концентрат, либо алюмо-шлаковые брикеты.

Присадки ферросплавов производят в следующем порядке:

- добиваются получения однородного высокоосновного хорошо раскисленного жидкоподвижного шлака;
- устанавливают повышенный расход аргона (до 25 м³/ч);
- вносят присадки порций ферросплавов, визуально контролируя их прохождение и усвоение;
- через 2 минуты после прохождения последней порции, расход аргона уменьшают.

Окончательную корректировку химического состава стали, вне зависимости от количества присаживаемых материалов, производят не позднее, чем за 10 минут до окончания обработки металла на АКП

Показанием к окончанию процесса является достижение заданной температуры, при обеспечении заданного химического состава стали. После получения положительного анализа последней пробы и оптимальной температуры стали подают ковш на разливку.

Подготовка МНЛЗ к приему жидкого металла непрерывная разливка стали состоит в том, что жидкую сталь из ковша 1 через промежуточное разливочное устройство 2 непрерывно подаются в водоохлаждаемую изложницу без дна - кристаллизатор 3, из нижней части которого вытягивается затвердевающий слиток 5 (смотреть рисунок 2).

Перед заливкой металла в кристаллизатор вводится затравка - стальная штанга со сменной головкой, имеющей паз в виде ласточкиного хвоста, которая в начале

									Лист
									27
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР				

заливки служит дном кристаллизатора. Вследствие интенсивного охлаждения жидкий металл у стенок кристаллизатора и на затравке затвердевает, образуется корка, соединяющая металл с затравкой. Затравка движется вниз при помощи тяговых роликов 6, постепенно вытягивая затвердевающий слиток из кристаллизатора. После прохождения тяговых роликов 6, затравку отделяют. Скорость вытягивания составляет в среднем 1 м/мин. Окончательное затвердевание в сердцевине происходит в результате вторичного охлаждения водой из форсунок 4. Затем затвердевший слиток попадает в зону резки, где его разрезают газовым резаком 7, на куски заданной длины. Слитки имеют плотное строение и мелкозернистую структуру, отсутствуют усадочные раковины.

Готовят ёмкости для аварийного слива металла. Наличие влаги, шлака, металла в них не допускается. Проверяют наличие рабочего инструмента, шлакообразующей и теплоизолирующей смеси на рабочей площадке разливки. Содержание влаги в шлакообразующей и теплоизолирующей смесях должно быть не более 0,5 %. Не реже одного раза в неделю в ЦЗЛ проводится определение влажности смеси, для чего отбирается проба объемом не менее 0,5 л. Контроль, отбор проб и доставка их в ЦЗЛ осуществляется ОТК. Шлакообразующие смеси с истекшим сроком хранения и содержанием влаги более 0,5 % используют только в промежуточном ковше.

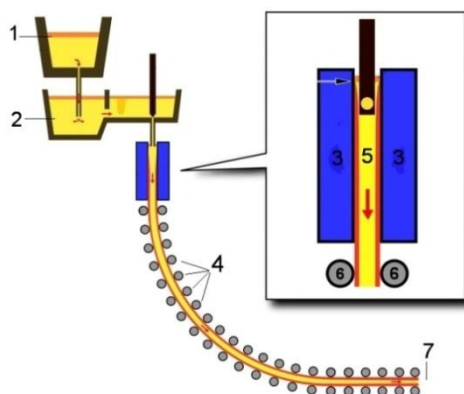


Рисунок 2 - Схема непрерывной разливки стали

Перед окончанием обработки плавки на АКП на МНЛЗ выполняют следующие операции:

- проверяют готовность электросхем, гидросистем, аварийных систем;
- проверяют давление воды, сжатого воздуха, природного газа и кислорода, аргона;
- проверяют расходы воды на охлаждение кристаллизатора, узлов и механизмов МНЛЗ;
- проверить исправность работы пароотсоса;
- устанавливают рецепт разливки согласно заданной марки стали и заданного сечения.

По команде старшего разливщика устанавливают сталеразливочный ковш с металлом на поворотный стенд МНЛЗ и убедившись в правильной установке ковша на стенде, освобождают его от грузозахватного устройства и производят подсоединение гидравлического цилиндра на шиберный затвор. Затем сталеразливочный ковш перемещают в положение разливки. После установки стальной ковша в позицию разливки отключают горелки стенда разогрева промковша, снимают малую крышку и промковш вместе с погружным стаканом перемещают в положение разливки. Погружной стакан центрируют относительно кристаллизатора с помощью механизма юстировки установленного на тележке промковша. Допустимое отклонение относительно центра кристаллизатора не более 2 мм (оценка - визуально). Производят центровку шиберного затвора сталеразливочного ковша относительно приемного устройства промежуточного ковша. После капитального ремонта МНЛЗ в первой серии разливают сталь марки СтЗсп.

5) Разливка стали начинают по команде мастера или старшего разливщика, для чего открывают шиберный затвор и приступают к заполнению металлом промежуточного ковша с максимальной скоростью. После появления металла, оператор главного пульта объявляет по внутренней связи: «Металл в промежуточном ковше».

После наполнения промежуточного ковша ~10 т разливщик стали производит проверку работоспособности шиберного затвора сталеразливочного ковша на открытие и закрытие. После этого на зеркало металла присаживают ТИС марок GLUTINMH-B, GLUTINRS-10 в соотношении 1:1 с расходом 0,5 - 0,6 кг/т. После наполнения промежуточного ковша до 15 - 20 т опускают сталь-ковш до погружения защитной трубы в металл. Доводят уровень металла до рабочего 18 - 25 т и поддерживают его в течение всей разливки. Дальнейшую подачу ТИС производить по мере необходимости, не допуская оголения зеркала металла.

Минимально-допустимый уровень металла в промковше при смене сталеразливочного ковша - 10 т. При снижении уровня металла в промковше менее 10 т разливку прекращают. В стык соединения огнеупорной трубы с коллектором шиберного затвора подают аргон через специальное устройство, которым оборудована защитная труба.

Расход аргона при этом должен находиться в пределах 30 - 50 Нл/мин при давлении 2 - 6 бар. В случае не поступления металла в промежуточный ковш выполнить следующие операции: 2 раза закрыть/открыть шиберный затвор.

При достижении уровня металла в кристаллизаторе выше выходных отверстий погружного стакана, проверяют работу стопора промковша.

Затем в кристаллизатор подают ШОС (шлакообразующую смесь) равномерно по всему зеркалу металла.

Кристаллизатор считается наполненным, если уровень металла находится в пределах от 80 до 100 мм от верхнего среза медных плит кристаллизатора. Стакан должен быть погружен в металл на глубину 100 - 140 мм до верхнего среза его выходных отверстий (оценка визуальная). При наполнении кристаллизатора

									Лист
									29
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР				

металлом до уровня от 100 до 150 мм от его верхней кромки старший разливщик на рабочей площадке МНЛЗ включает: качание кристаллизатора; через 5 - 10 секунд привод вытягивания сляба на скорости 0,20 м/мин; режим автоматического регулирования уровня металла в кристаллизаторе.

Набор скорости производить по 0,02 - 0,04 м/мин через каждые 10 секунд до скорости 0,40 м/мин. Разливку на скорости 0,40 м/мин производить в течение 1 мин. Дальнейший набор скорости до 0,60 м/мин производить по 0,4 - 0,06 м/мин через каждые 10 секунд. После достижения скорости 0,60 м/мин производят замер температуры металла в промежуточном ковше, в зависимости от которой при необходимости плавно корректировать скорость разливки. При выходе на рабочую скорость разливки старший разливщик дает команду оператору главного пульта управления МНЛЗ на включение автоматического режима системы прогнозирования прорыва «*ERGOLINE*». Любые изменения скорости разливки выполняют при отключенном автоматическом режиме, т.е. в ручном.

Измерение температуры жидкой стали, в промежуточном ковше на МНЛЗ осуществляет разливщик стали, с помощью термопар марок ТС 360312, СЕ 36011290 или ПТПР-91-900. Первый замер температуры металла производят после достижения скорости разливки 0,60 м/мин. Второй и последующие замеры температуры производят через каждые 20 т разлитой стали. Результаты замеров регистрируют в паспорте разливки. В зависимости от результата замера, марки разливаемой стали и сечения сляба, устанавливают рабочую скорость разливки.

При разливке первой плавки в серии и при смене промежуточных ковшей, температуру металла в сталеразливочном ковше после внепечной обработки допускается увеличить на 5 - 10°С выше верхнего предела. Разница показаний температур воды на выходе и на входе в кристаллизатор (DT) по широким и узким стенкам должна быть 6 - 7,5°С. При увеличении DT более 7,5°С по команде оператора МНЛЗ энергетик должен увеличить расход воды на стенки кристаллизатора до достижения значения рабочего уровня DT. При увеличении DT более 12°С разливку прекратить. При разливке металла по мере расходования ШОС в кристаллизаторе ее новые порции равномерно рассыпают по поверхности металла до получения темного цвета засыпки. Расход смеси согласно плановым нормам расхода.

Бурление в кристаллизаторе и оголение зеркала металла не допускается. Периодически около стенок кристаллизатора проверяют наличие гарнисажа, отсутствие твердых шлакометаллических образований на мениске металла. Грубые шлаковые корки, твердые шлакообразования при этом удаляют. Разливщик стали немедленно закрывает шибер, как только визуально определит начало появления шлака из сталеразливочного ковша, при помощи манипулятора снимает защитную трубу. При замене сталеразливочного ковша разливщик стали очищает кислородом внутренний канал защитной трубы, проверяет ее целостность. Поворотный стенд разворачивают на 180°, отсоединяют гидроцилиндр шиберного устройства, с помощью крана снимают ковш с поворотного стенда и передают в разливочный пролет мартеновского цеха для

									Лист
									30
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР				

кантовки оставшегося шлака.

б) Окончание разливки и резка металла на слябы. Окончание разливки производят только на мерной длине сляба, с учетом обрезки хвостовой части сляба длиной 0,70 м. Во время слива последних порций металла промежуточный ковш приподнимают так, чтобы отверстия погружного стакана открылись на треть. Удаляют полностью шлак из кристаллизатора. При достижении мерной длины с учетом хвостовой обрезки стопор немедленно закрывают и поднимают промежуточный ковш, нажимают кнопку «окончание разливки» при этом скорость автоматически увеличивается до 0,28 м/мин, до момента вывода сляба из кристаллизатора.

После нажатия кнопки «окончание разливки» автоматически включается программа «оптимизация резки», на ПУ МГР-1 с целью минимизации обрезки автоматически производится расчет оптимальной порезки и на мониторе выдаются варианты порезки.

Оператор МГР-1 должен выбрать наиболее оптимальный вариант порезки и начать процесс. С целью исключения ошибки программы «оптимизация резки» оператор МГР-1 отрезку последнего сляба должен производить в ручном режиме.

Таблица 12 - Температурно-скоростные режимы разливки стали 40ХМ

Параметры разливки металла				
Марка стали	40ХМ			
Сечение сляба, мм	240 × 1600			
Рабочий интервал температур в п/к, °С	1500 - 1520			
Температура металла в с/к, °С	1530 - 1540			
Температура металла в п/к, °С	Менее 1500	1501 - 1510	1511 - 1520	1520 и выше
Скорость разливки, м/мин*	0,90 - 0,85	0,85 - 0,75	0,74 - 0,60	не более 0,60
Примечание: * С увеличением температуры металла в промковше скорость разливки уменьшать.				

1.3.4 Контроль качества продукции

Контроль качества стали предполагает проведение ряда операций и приемов, обеспечивающих заданный уровень качества металла в процессе его производства, а также оценку соответствия фактических потребительских характеристик и товарного вида готовой продукции требованиям стандартов.

Лом используемый в качестве шихты, должен быть освобожден от лома цветных металлов и рассортирован по происхождению. Знание происхождения лома позволяет примерно оценить его состав и более правильно использовать его при шихтовке.

Подготовка печи она заключается в частичном обновлении и устранении дефектов футеровки подины и откосов. Заправка производится сразу же после выпуска металла, пока еще в печи сохраняется высокая температура.

При производстве стали обращают внимание на все показатели измерительных, учетных приборов на оборудовании ДСП - 120, АКП - 100, МНЛЗ с занесением в журнал, выплавку, доводку, разливку стали выполняют строго по «типовой технологической инструкции».

По требованиям стандартов и технических условий, определение химического состава для конструкционных марок стали, содержание газов, макроструктуры прокаливаемости, величины аустенитного зерна проводится в заготовке и обычно не повторяется в готовом сорте. А в готовом сорте оценивают микроструктуру отожженной стали, излом, торцевую закалку, наличие волосовин, обезуглероживание и твердость металла, если это предусмотрено условиями НТД

В примерный объем контроля готовой продукции конструкционной стали

Входит: макроструктура, микроструктура, неметаллические включения, обезуглероживание, твёрдость, механические свойства, торцевая закалка, ступенчатая обточка, излом, зерно аустенита.

Показатели качества металлов и изделий оформляются документом, которые делятся на две основные группы.

Первая группа документов определяет технические требования к качеству металлов и изделий: ГОСТЫ, ТУ, наряд заказы, вторая характеризует качество изделий данной партии или марки: сертификат о качестве, акт проверки качества.

									Лист
									32
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР				

2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

2.1 Исходные данные для технологических параметров выплавки.

Химический состав стали марки 40ХМ представлен в таблице 13.

Таблица 13 - Химический состав стали марки 40ХМ по ГОСТ 4543-71, %

C	Si	Mn	Cr	S	P	Ni	Mo
0,32	0,17	0,40	0,80	не более	не более	не более	0,15
0,40	0,37	0,70	1,10	0,035	0,035	0,30	0,25

Примерный химический состав полупродукта представлен в таблице 14.

Таблица 14 - Примерный химический состав полупродукта в ковше, %

C	Si	Mn	Cr	S	P	Ni	Mo
0,10	0,01	0,20	0,05	0,070	0,005	0,15	0,20

2.2 Расчет материального баланса плавки

Расчет материального баланса ведется по аналогу стали 35 ХМ

Химический состав шихтовых материалов представлен в таблице 15.

Таблица 15 - Химический состав шихтовых материалов, %

Материал	Содержание элементов в шихте								
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo	Fe
А4	0,200	0,300	0,450	0,020	0,030	0,100	0,150	0,200	98,550
Чугун	4,100	0,750	0,350	0,060	0,020	-	-	0,100	94,620

Таблица 16 - Химический состав шлакообразующих материалов, %

Материал	Содержание компонентов							
	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	S	CO ₂
Известь	86,00	4,60	6,00	2,30	0,70	0,10	0,10	0,20
Магнезиальный материал	5,00	85,00	6,00	3,00	1,00	-	-	-

Расчет производим на 150 000 кг шихты Химический состав шлакообразующих материалов, используемых в процессе выплавки представлен в таблице 16. Содержание компонентов в шихте (шихтовка плавки) представлено в таблице 17.

Таблица 17 - Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов				
		C	Si	Mn	P	S
А4	100 000	200,000	300,000	450,000	20,000	30,000
Чугун	20 000	820,000	150,000	70,000	12,000	4,000
Металл от предыдущей плавки	30 000	15,000	3,000	15,000	1,500	15,000
Итого	150 000	1035,000	453,000	535,000	33,500	49,000
Итого, %	100	0,690	0,302	0,357	0,022	0,033

Продолжение таблицы 17

Материал	Масса	Содержание элементов			
		Cr	Ni	Mo	Fe
А4	100 000	100,000	150,000	200,000	98550,000
Чугун	20 000	–	–	20,000	18924,000
Металл от предыдущей плавки	30 000	30,000	45,000	45,000	29830,500
Итого	150 000	130,000	195,000	265,000	147304,500
Итого, %	100	0,087	0,130	0,177	98,203

2.2.1 Период плавления

Окисление элементов. Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов (таблица 18), входящих в таблицу 17.

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 19. Элементы Ti, W, Al, Mo, V из-за малого их содержания в шихте в расчетах не учитываем.

Таблица 18 - Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавления, %

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo	Fe
Общий	20,0	45,0	20,0	50,0	0,0	20,0	1,5	0,0	6,8
В шлак	0,0	100,0	100,0	100,0	0,0	80,0	0,0	0,0	20,0
В улет	100,0	0,0	0,0	0,0	0,0	20,0	100,0	0,0	80,0

Таблица 19 - Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	C	Si	Mn	P	S
Исходное содержание	1035,000	453,000	535,000	33,500	49,000
Угар элемента	207,000	203,850	107,000	16,750	-
Масса элемента в расплаве	828,000	249,150	428,000	16,750	49,000
Содержание элемента в расплаве, %	0,594	0,179	0,307	0,012	0,035
Элемент	Cr	Ni	Mo	Fe	Итого
Исходное содержание	130,000	195,000	265,000	147304,500	150 000,00
Угар элемента	26,000	2,925	-	10016,706	10580,231
Масса элемента в расплаве	104,000	192,075	265,000	137287,794	139419,769
Содержание элемента в расплаве, %	0,075	0,138	0,190	98,471	100,000

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



Расчет количества кислорода необходимого для окисления элементов определяем по формуле

$$m_{O_2}(i) = \frac{m_i}{v_i} \cdot \mu_i \cdot \mu_{O_2}, \quad (2)$$

где m_i - масса окисляющегося элемента i , кг;

v_i, v_{O_2} - стехиометрический коэффициент элемента i и кислорода;

μ_i - молекулярная масса элемента i ;

μ_{O_2} - молекулярная масса кислорода.

Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле

$$m_{i_xj_y} = \frac{m_i}{\nu_i \cdot \mu_i} \cdot \nu_{i_xj_y} \cdot \mu_{i_xj_y}, \quad (3)$$

где $\nu_{i_xj_y}$ - стехиометрический коэффициент оксида;

$\mu_{i_xj_y}$ - молекулярная масса оксида.

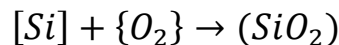
Потребуется кислорода на окисление углерода

$$m_{O_2}(C) = \frac{m_C}{\mu_C} \cdot \frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2} = \frac{207}{1 \cdot 12} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 276,000 \text{ кг};$$

образуется {CO}

$$m_{\{CO\}} = \frac{m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{207}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 483,000 \text{ кг}.$$

Окисление кремния происходит по реакции



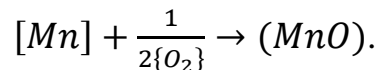
Потребуется кислорода на окисление кремния

$$m_{O_2}(Si) = \frac{203,85}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 32 = 232,971 \text{ кг};$$

образуется (SiO₂)

$$m_{(SiO_2)} = \frac{203,85}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 436,821 \text{ кг}.$$

Окисление марганца происходит по реакции



Потребуется кислорода на окисление марганца

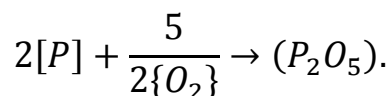
$$m_{O_2}(Mn) = \frac{107}{1 \cdot 55} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 31,127 \text{ кг};$$

образуется (MnO)

									Лист
									36
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР				

$$m_{(MnO)} = \frac{107}{1.55} \cdot 1 \cdot 71 = 138,127 \text{ кг.}$$

Окисление фосфора происходит по реакции



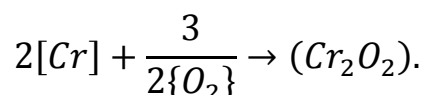
Потребуется кислорода на окисление фосфора

$$m_{O_2}(P_2) = \frac{16,75}{2 \cdot 31} \cdot \frac{5}{2} \cdot 32 = 21,613 \text{ кг;}$$

образуется (P_2O_5)

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{16,75}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 38,363 \text{ кг.}$$

Окисление хрома происходит по реакции



Потребуется кислорода на окисление хрома

$$m_{O_2}(Cr) = \frac{26}{2 \cdot 52} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 12,000 \text{ кг;}$$

образуется (Cr_2O_3)

$$m_{(Cr_2O_3)} = \frac{26}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 38,000 \text{ кг.}$$

При этом переходит в шлак

$$38,000 \cdot 0,8 = 30,400 \text{ кг,}$$

с газами теряется

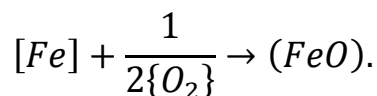
$$38,000 \cdot 0,2 = 7,600 \text{ кг.}$$

Считаем, что во время плавления в зоне электрических дуг испаряется 1,5 % никеля, имевшегося в шихте. Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 2,925 кг.

					<i>22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		37

Принимаем, что 12 % железа окисляется до (FeO), а 88 % - до (Fe₂O₃) (причем 3 % (Fe₂O₃) переходит в шлак, а остальное в печную атмосферу).

Окисление железа происходит по реакции



Масса железа окислившегося до (FeO)

$$m_{[Fe]} = \frac{10016,706 \cdot 12}{100} = 1202,005 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода на окисление железа до (FeO)

$$m_{O_2}(Fe_1) = \frac{1202,005}{2 \cdot 56} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 171,715 \text{ кг;}$$

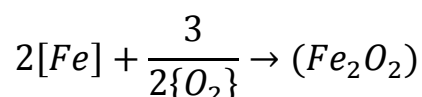
образуется (FeO)

$$m_{(FeO)} = \frac{1202,005}{1 \cdot 56} \cdot 1 \cdot 72 = 1545,435 \text{ кг.}$$

Масса железа окислившегося до (Fe₂O₃),

$$m_{[Fe]} = 10016,706 - 1202,005 = 8814,701 \text{ кг.}$$

Окисление железа происходит по следующей реакции



Потребуется кислорода на окисление железа до (Fe₂O₃)

$$m_{O_2}(Fe_2) = \frac{8814,701}{2 \cdot 56} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 3777,729 \text{ кг;}$$

образуется (Fe₂O₃)

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{8814,701}{2 \cdot 56} \cdot 1 \cdot 160 = 12592,403 \text{ кг,}$$

Из них в шлак переходит

									Лист
									38
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР				

$$12592,430 \cdot 0,03 = 377,773 \text{ кг.}$$

с газами теряется

$$12592,403 - 377,773 = 12214,657 \text{ кг.}$$

Суммарный расход кислорода на окисление элементов составит

$$M_{O_2} = \sum_{i=0}^n m_{O_2}(i) = 4523,125 \text{ кг.}$$

Содержание растворенного в расплаве кислорода составит (по формуле Ойкса Г. Н.):

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot [C]}{[C]} \quad (4)$$

где [O], [C] - содержание кислорода и углерода в металле, %.

Тогда

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,594}{0,594} = 0,012 \text{ \%}.$$

Содержание кислорода в металле составит:

$$m_{[O]} = \frac{[O]}{100} \cdot m_{Me} = \frac{0,012}{100} \cdot 139419,769 = 16,730 \text{ кг.}$$

Следовательно, необходимое количество кислорода, требуемого для окисления шихты в период плавания,

$$m_{O_2} = 4523,125 + 16,730 = 4539,885 \text{ кг.}$$

С учетом кислорода, растворенного в металле, ожидаемый массовый и процентный состав металла (по расплавлению шихты) представлен в таблице 20.

Таблица 20 - Состав металла по расплавлению шихты

Элемент	C	Si	Mn	P	S
Содержание, кг	828,000	249,150	428,000	16,750	49,000
Содержание, %	0,594	0,179	0,307	0,012	0,035

Продолжение таблицы 20

Элемент	O	Cr	Ni	Mo	Fe	Итого
Содержание, кг	16,730	104,000	192,075	265,000	137287,794	139436,499
Содержание, %	0,012	0,075	0,138	0,190	98,459	100

Шлакообразование

Принимаем, что после выпуска предыдущей плавки в ванне остается шлак. Тогда шлак предыдущей плавки внесет компоненты указанные в таблице 21.

Таблица 21 - Шлак предыдущей плавки, кг

CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MnO	S	Итого
1594,5	135,1	872,3	62,5	216,7	78,3	52,8	145,1	11,8	3169,1

Количество поступивших оксидов в шлак из металла указаны в таблице 22.

Таблица 22 - Поступившие оксиды в шлак из металла, кг

SiO ₂	MnO	P ₂ O ₅	Cr ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃	Итого
436,821	138,127	38,363	38,000	1545,435	377,773	2574,519

Поступление в шлак с известью 3000 кг:

$$m_{(CaO)} = \frac{m_{изв}}{100} \cdot (CaO) = \frac{3000}{100} \cdot 86 = 2580 \text{ кг,}$$

$$m_{(MgO)} = \frac{m_{изв}}{100} \cdot (MgO) = \frac{3000}{100} \cdot 4,6 = 138 \text{ кг,}$$

$$m_{(SiO_2)} = \frac{3000}{100} \cdot 6 = 180 \text{ кг,}$$

$$m_{(Al_2O_3)} = \frac{3000}{100} \cdot 2,3 = 69 \text{ кг,}$$

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{3000}{100} \cdot 0,7 = 21 \text{ кг,}$$

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{3000}{100} \cdot 0,1 = 3 \text{ кг,}$$

$$m_{(S)} = \frac{3000}{100} \cdot 0,1 = 3 \text{ кг},$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{3000}{100} \cdot 0,2 = 6 \text{ кг}.$$

Поступит в шлак с магниальным материалом 1000 кг:

$$m_{(CaO)} = \frac{m_{\text{магн.мат.}}}{100} \cdot (CaO) = \frac{1000}{100} \cdot 5 = 50 \text{ кг},$$

$$m_{(MgO)} = \frac{1000}{100} \cdot 85 = 850 \text{ кг},$$

$$m_{(SiO_2)} = \frac{1000}{100} \cdot 6 = 60 \text{ кг},$$

$$m_{(Al_2O_3)} = \frac{3000}{100} \cdot 3 = 30 \text{ кг},$$

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{3000}{100} \cdot 1 = 10 \text{ кг}.$$

Количество и состав шлака периода плавления представлены в таблице 23.

Таблица 23 - Количество и состав шлака периода плавления, кг

Компонент	Шлак. предыд. плавки	Поступило из металла	Известь	Магnez. материал	Итого, кг	Итого, %
CaO	1594,5	-	2580	50	4224,500	43,383
MgO	135,1	-	138	850	1123,100	11,534
SiO ₂	872,3	436,821	180	60	1549,121	15,909
Al ₂ O ₃	62,5	-	69	30	161,500	1,659
FeO	216,7	1545,435	-	-	1762,135	18,096
Fe ₂ O ₃	78,3	377,773	21	10	487,073	5,002
P ₂ O ₅	52,8	38,363	3	-	94,163	0,967
MnO	145,1	138,127	-	-	283,227	2,909
Cr ₂ O ₃	-	38,000	-	-	38,000	0,390
S	11,8	-	3	-	14,800	0,152
Итого	3169,1	2574,519	2994	1000	9737,619	100,000

Основность шлака по окончании периода плавления

					<i>22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		41

$$B = \frac{m_{CaO}}{m_{SiO_2}} = \frac{4224,500}{1549,121} = 2,73.$$

2.2.2 Окислительный период

Окисление элементов

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

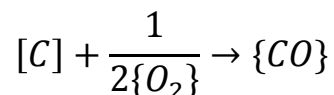
К концу окислительного периода в металле должно остаться углерода 0,10 %. Тогда останется в металле углерода

$$m_C = \frac{0,10}{100} \cdot 139436,499 = 139,436 \text{ кг.}$$

За окислительный период должно окислиться

$$828,000 - 139,436 = 688,564 \text{ кг.}$$

Окисление газообразным кислородом происходит по реакции



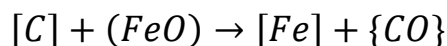
Количество кислорода, необходимого для окисления элементов, определяем по формуле (2):

$$m_{O_2}(C) = \frac{0,7 \cdot 688,564}{1 \cdot 12} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 642,660 \text{ кг;}$$

образуется {CO}, определяем по формуле (3):

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot 688,564}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 1124,655 \text{ кг.}$$

Окисление углерода оксидом железа (FeO) происходит по реакции:



Тогда количество оксида необходимого для окисления элемента составит:

$$m_{(FeO)}(i) = \frac{0,3 \cdot m_i}{\nu_i \cdot \mu_i} \cdot \nu_{FeO} \cdot \mu_{i_x j_y}, \quad (5)$$

					Лист
					42
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР

где 0,3 - доля элемента, окисляющегося за счет (FeO);

m_i, μ_i - масса и молекулярная масса элемента;

μ_{FeO} - молекулярная масса (FeO).

Количество оксида, образующегося в результате окисления оксидом (FeO), находим по формуле:

$$m_{i_{xjy}} = \frac{0,3 \cdot m_i}{\nu_i \cdot \mu_i} \cdot \nu_{i_{xjy}} \cdot \mu_{i_{xjy}}, \quad (6)$$

где $\mu_{i_{xjy}}$ - молекулярная масса оксида.

Тогда количество (FeO), необходимого для окисления углерода,

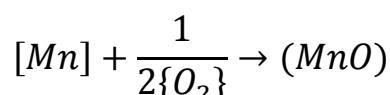
$$m_{FeO}(C) = \frac{0,3 \cdot 688,564}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 72 = 1239,415 \text{ кг};$$

образуется {CO}

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,3 \cdot 688,564}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 481,995 \text{ кг}.$$

К концу периода должно остаться марганца 0,20 % или 278,873 кг. Тогда окисляется марганца за период $428,000 - 278,873 = 149,127$ кг.

Окисление марганца происходит по реакции



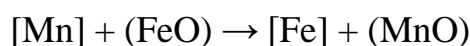
Потребуется кислорода на окисление марганца

$$m_{O_2}(Mn) = \frac{0,7 \cdot 149,127}{1 \cdot 55} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 30,368 \text{ кг};$$

образуется (Mn)

$$m_{(MnO)} = \frac{0,7 \cdot 149,127}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 134,757 \text{ кг}.$$

Окисление марганца оксидом железа (FeO) происходит по реакции



									Лист
									43
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР				

Количество (FeO), необходимое для окисления марганца,

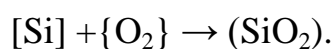
$$m_{FeO}(Mn) = \frac{0,3 \cdot 149,127}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 72 = 58,566 \text{ кг};$$

образуется (MnO)

$$m_{(MnO)} = \frac{0,3 \cdot 149,127}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 57,753 \text{ кг}.$$

К концу периода должно остаться кремния 0,01 % или 13,944 кг. Тогда окислится кремния за период $249,150 - 13,944 = 235,206$ кг.

Окисление кремния происходит по реакции



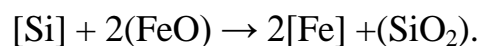
Потребуется кислорода на окисление кремния

$$m_{O_2}(Si) = \frac{0,7 \cdot 235,206}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 32 = 188,165 \text{ кг};$$

образуется (SiO₂)

$$m_{(SiO_2)} = \frac{0,7 \cdot 235,206}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 352,809 \text{ кг}.$$

Окисление оксидом железа (FeO) происходит по реакции



Количество (FeO), необходимого для окисления кремния,

$$m_{FeO}(Si) = \frac{0,3 \cdot 235,206}{1 \cdot 28} \cdot 2 \cdot 72 = 362,889 \text{ кг};$$

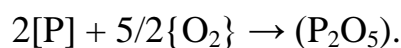
образуется (SiO₂)

$$m_{(SiO_2)} = \frac{0,3 \cdot 235,206}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 151,204 \text{ кг}.$$

К концу периода фосфора останется 0,005 % или 6,972 кг. Тогда окислится фосфора за период $16,750 - 6,972 = 9,778$ кг.

Окисление фосфора происходит по реакции

					<i>22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		44



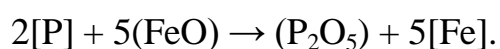
Потребуется кислорода на окисление фосфора

$$m_{O_2}(P) = \frac{0,7 \cdot 9,778}{2 \cdot 31} \cdot \frac{5}{2} \cdot 32 = 8,832 \text{ кг};$$

образуется (P_2O_5)

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{0,7 \cdot 9,778}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 15,676 \text{ кг}.$$

Окисление фосфора оксидом железа (FeO) происходит по реакции



Количество (FeO), необходимого для окисления фосфора,

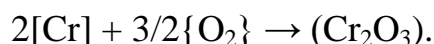
$$m_{FeO}(P) = \frac{0,3 \cdot 9,778}{2 \cdot 31} \cdot 5 \cdot 72 = 17,033 \text{ кг};$$

образуется (P_2O_5)

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{0,3 \cdot 9,778}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 6,718 \text{ кг}.$$

К концу периода останется хрома 0,05 % или 69,718 кг. Тогда окислится хрома за период $104,000 - 69,718 = 34,282$ кг.

Окисление хрома происходит по реакции



Потребуется кислорода на окисление хрома

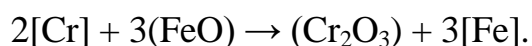
$$m_{O_2}(Cr) = \frac{0,7 \cdot 34,282}{2 \cdot 52} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 11,076 \text{ кг};$$

образуется (Cr_2O_3)

$$m_{(Cr_2O_3)} = \frac{0,7 \cdot 34,282}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 35,073 \text{ кг}.$$

Окисление хрома оксидом железа (FeO) происходит по реакции

					<i>22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45



Количество (FeO), необходимого для окисления фосфора,

$$m_{\text{FeO}}(\text{Cr}) = \frac{0,3 \cdot 34,282}{2 \cdot 52} \cdot 3 \cdot 72 = 21,360 \text{ кг};$$

образуется (Cr₂O₃)

$$m_{(\text{Cr}_2\text{O}_3)} = \frac{0,3 \cdot 34,282}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 15,031 \text{ кг}.$$

Принимаем, что никель и медь в окислительный период из металла не удаляются.

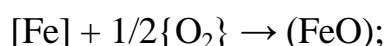
Тогда суммарное количество кислорода, необходимого для окисления элементов,

$$M_{\text{O}_2} = \sum_{i=1}^n m_{\text{O}_2}(i) = 881,101 \text{ кг}.$$

Общее количество закиси железа для окисления элементов

$$M_{(\text{FeO})} = \sum_{i=1}^n m_{(\text{FeO})}(i) = 1699,263 \text{ кг}.$$

Для получения такого количества (FeO) потребуется кислорода



$$m_{\text{O}_2} = \frac{M_{(\text{FeO})}}{\mu_{\text{FeO}}} \cdot \frac{1}{2} \mu_{\text{O}_2} = \frac{1699,263}{72} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 377,614 \text{ кг}.$$

При этом потребуется железа

$$m_{[\text{Fe}]} = \frac{M_{(\text{FeO})}}{\mu_{\text{FeO}}} \cdot \mu_{\text{Fe}} = \frac{1699,263}{72} \cdot 56 = 1321,649 \text{ кг}.$$

Содержание кислорода в металле к концу окислительного периода определяем по формуле (4):

$$[\text{O}] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,10}{0,10} = 0,041 \text{ \%}.$$

						Лист
					22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР	46
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

В конце периода плавления содержание кислорода в металле было 0,012 %. Следовательно, необходимо повысить его содержание на 0,029 % или

$$m_{[O]} = \frac{0,029}{100} \cdot 139436,499 = 40,437 \text{ кг.}$$

Количество кислорода, необходимого в окислительный период,

$$m_{O_2} = 881,101 + 377,614 + 40,437 = 1299,152 \text{ кг.}$$

Шлакообразование

Принимаем окисленность шлака периода окисления в 10 %. Величина отношения количества железа, содержащегося в компонентах шлака (FeO) и (Fe₂O₃), равна 2.

Тогда процентное содержание железа в шлаке от (FeO)

$$FeO_{(FeO)} = \frac{\mu_{Fe}}{\mu_{FeO}} \cdot 10\% = \frac{56}{72} \cdot 10\% = 7,778 \%,$$

а процентное содержание железа в шлаке от (Fe₂O₃)

$$Fe_{(Fe_2O_3)} = \frac{Fe_{(FeO)}}{2} = \frac{7,778}{2} = 3,889 \%.$$

Следовательно, в шлаке окислительного периода содержится

$$(Fe_2O_3) = \frac{\mu_{Fe_2O_3}}{2 \cdot \mu_{Fe}} \cdot Fe_{(Fe_2O_3)}, \quad (7)$$

где Fe_(Fe₂O₃) - содержание оксида в шлаке, %.

Тогда по формуле (7) содержание (Fe₂O₃) в шлаке

$$(Fe_2O_3) = \frac{160}{2 \cdot 56} \cdot 3,889 = 5,556 \%.$$

Массу оксидов железа в шлаке окислительного периода можно найти по формулам:

$$m_{(FeO)} = \frac{(FeO)}{100} \cdot m_{шл} \quad (8)$$

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{(Fe_2O_3)}{100} \cdot m_{шл} \quad (9)$$

					Лист
					47
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР

где (FeO), (Fe₂O₃) - содержание оксидов в шлаке, %.

После скачивания шлака периода плавления в ванне его осталось 20 % или 1947,524 кг. Тогда шлак периода плавления внесет (таблица 23):

$$CaO - \frac{43,383}{100} \cdot 1947,524 = 844,849 \text{ кг,}$$

$$MgO - \frac{11,534}{100} \cdot 1947,524 = 224,627 \text{ кг,}$$

$$SiO_2 - \frac{15,909}{100} \cdot 1947,524 = 309,832 \text{ кг,}$$

$$Al_2O_3 - \frac{1,659}{100} \cdot 1947,524 = 32,300 \text{ кг,}$$

$$FeO - \frac{18,096}{100} \cdot 1947,524 = 352,424 \text{ кг,}$$

$$Fe_2O_3 - \frac{5,002}{100} \cdot 1947,524 = 97,415 \text{ кг,}$$

$$P_2O_5 - \frac{0,967}{100} \cdot 1947,524 = 18,833 \text{ кг,}$$

$$MnO - \frac{2,909}{100} \cdot 1947,524 = 56,653 \text{ кг,}$$

$$Cr_2O_3 - \frac{0,390}{100} \cdot 1947,524 = 7,595 \text{ кг,}$$

$$S - \frac{0,152}{100} \cdot 1947,524 = 2,960 \text{ кг.}$$

Итого: 1947,524 кг.

Количество оксидов поступивших в шлак из металла за период окисления указано в таблице 12.

Таблица 24 - Оксиды поступившие в шлак из металла, кг

MnO	SiO ₂	P ₂ O ₅	Cr ₂ O ₃	Итого
192,510	504,013	22,394	50,104	769,825

					22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		48

Новый шлак наводится присадкой извести. Для удаления фосфора из металла необходима основность шлака $B = 2,5...3$ (но по ТИ 123-Э-01-2015 $B = 1,8...2,0$). Принимая, $B = 2$, получим:

$$B = \frac{m_{(CaO),п.шл} + m_{(CaO),изв}}{m_{(SiO_2),п.шл} + m_{(SiO_2),изв}} = 2,73$$

где $m_{(CaO),п.шл}$, $m_{(SiO_2),п.шл}$ - содержание (CaO) и (SiO₂) в первом шлаке, кг;
 $m_{(CaO),изв}$, $m_{(SiO_2),изв}$ - содержание (CaO) и (SiO₂) в извести, кг.
 Отсюда следует, что масса извести

$$m_{изв} = \frac{2 \cdot m_{(SiO_2),п.шл} - m_{(CaO),п.шл}}{\frac{CaO_{изв}}{100} - 2 \cdot \frac{SiO_2_{изв}}{100}}, \text{ кг} \quad (10)$$

где $CaO_{изв}$, $SiO_2_{изв}$ - содержание CaO и SiO₂ в извести, %.
 Тогда масса извести по формуле (10)

$$m_{изв} = \frac{2 \cdot 813,845 - 844,900}{\frac{86}{100} - 2 \cdot \frac{6}{100}} = 1057,832 \text{ кг.}$$

Принимаем количество извести 1060 кг.
 Известь внесет в шлак

$$CaO - \frac{86,0}{100} \cdot 1060 = 911,600 \text{ кг,}$$

$$MgO - \frac{4,6}{100} \cdot 1060 = 48,760 \text{ кг,}$$

$$SiO_2 - \frac{6,0}{100} \cdot 1060 = 63,600 \text{ кг,}$$

$$Al_2O_3 - \frac{2,3}{100} \cdot 1060 = 24,380 \text{ кг,}$$

$$Fe_2O_3 - \frac{0,7}{100} \cdot 1060 = 7,420 \text{ кг,}$$

$$P_2O_5 - \frac{0,1}{100} \cdot 1060 = 1,060 \text{ кг,}$$

$$S - \frac{0,1}{100} \cdot 1060 = 1,060 \text{ кг.}$$

Итого: 1057,880 кг.

При этом образуется

$$CO_2 - \frac{0,2}{100} \cdot 1060 = 2,120 \text{ кг.}$$

Общая масса шлака без оксидов железа

$$1497,685 + 769,825 + 1050,460 = 3317,970 \text{ кг.}$$

Суммарное количество шлака найдем по формуле

$$m_{\text{шл}} = \frac{m'_{\text{шл}}}{1 - \frac{(Fe_2O_3) + (FeO)}{100}} \quad (11)$$

где $m'_{\text{шл}}$ - масса шлака без оксидов железа, кг;
 (FeO) , (Fe_2O_3) - содержание оксидов в шлаке, %.

Тогда по формуле (11)

$$m_{\text{шл}} = \frac{3317,970}{1 - \frac{5,556 + 10}{100}} = 3929,196 \text{ кг.}$$

Массы оксидов железа по формулам (8), (9):

$$m_{(FeO)} = \frac{10}{100} \cdot 3929,196 = 392,920 \text{ кг,}$$

$$m_{(Fe_2O_3)} = \frac{5,556}{100} \cdot 3929,196 = 218,306 \text{ кг.}$$

Сопоставим эти данные с поступлением железа в шлак в окислительный период.

Из шлака периода плавления поступает: (FeO) - 352,424 кг, (Fe_2O_3) - 97,415 кг.

Из извести поступает: (Fe_2O_3) - 7,420 кг.

Итого: (FeO) - 352,424 кг, (Fe_2O_3) - 104,835 кг. Следовательно, необходимо добавить оксидов железа в количестве: (FeO) - 40,496, (Fe_2O_3) - 113,471.

Для этого потребуется кислорода на образование (Fe_2O_3)

					<i>22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		50

$$m_{O_2} = \frac{m_{(Fe_2O_3)}}{\mu_{Fe_2O_3}} \cdot \frac{3}{2} \cdot \mu_{O_2} = \frac{113,471}{160} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 40,236 \text{ кг,}$$

потребуется кислорода на образование (FeO)

$$m_{O_2} = \frac{m_{(FeO)}}{\mu_{FeO}} \cdot \frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2} = \frac{40,496}{72} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 17,998 \text{ кг.}$$

Потребуется железа на образование (Fe₂O₃)

$$m_{[Fe]} = \frac{m_{(Fe_2O_3)}}{\mu_{Fe_2O_3}} \cdot 2 \cdot \mu_{Fe} = \frac{113,471}{160} \cdot 2 \cdot 56 = 79,430 \text{ кг,}$$

потребуется железа на образование (FeO)

$$m_{[Fe]} = \frac{m_{(FeO)}}{\mu_{FeO}} \cdot \mu_{Fe} = \frac{40,496}{72} \cdot 56 = 31,497 \text{ кг.}$$

Количество и состав шлака окислительного периода представлен в таблице 25.

Таблица 25 - Количество и состав шлака окислительного периода, кг

Компонент	Шлак периода плавления	Поступит из металла	Поступит из извести	Итого	Итого, %
CaO	844,894	-	911,600	1756,494	44,713
MgO	224,627	-	48,760	273,387	6,959
SiO ₂	309,832	504,013	63,600	877,445	22,336
Al ₂ O ₃	32,309	-	24,380	56,689	1,443
FeO	352,424	40,496	-	392,920	10,002
Fe ₂ O ₃	97,415	113,471	7,420	218,306	5,557
P ₂ O ₅	18,833	22,394	1,060	42,287	1,076
MnO	56,653	192,510	-	249,163	6,343
Cr ₂ O ₃	7,595	50,104	-	57,699	1,469
S	2,960	-	1,060	4,020	0,102
Итого	1947,542	922,988	1057,880	3928,410	100,000

Определение состава металла окислительного периода

Количество железа, пошедшего на образование оксидов железа - 110,927 кг. Тогда железа в металле останется 137287,794 – 110,927 = 137176,867 кг.

Содержание кислорода, растворенного в металле в конце окислительного периода

$$m_{[O]} = \frac{0,041}{100} \cdot 139436,499 = 57,169 \text{ кг.}$$

Количество и состав металла в конце окислительного периода представлен в таблице 26.

Таблица 26 - Количество и состав металла в конце окислительного периода

Содержание в металле	Элементы					
	C	Si	Mn	P	S	O
кг	139,436	13,944	278,873	6,972	49,000	57,169
%	0,101	0,010	0,202	0,005	0,035	0,041

Продолжение таблицы 26

Содержание в металле	Элементы				Итого
	Cr	Ni	Cu	Fe	
кг	69,718	192,075	265,000	137176,867	138249,054
%	0,050	0,139	0,192	99,224	100,000

Определение количества и состава газов в периоды плавления и окисления
Общее количество {CO} составляет 2089,650 кг.

За время плавки расходуется 1,3 кг/т электродов. В период плавления расход составит 75 %, а в окислительный период 25 %. В электроде содержание углерода составляет 99 %, тогда окисляется углерода

$$m_C = \frac{1,3 \cdot 150}{100} \cdot 99 = 193,050 \text{ кг.}$$

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

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{0,7 \cdot 193,05}{12} \cdot 28 = 315,315 \text{ кг;}$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0,3 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{0,3 \cdot 193,05}{12} \cdot 44 = 212,355 \text{ кг.}$$

Количество кислорода, необходимого для окисления углерода, составит:

$$m_{O_2} = m_{CO} - m_C = 315,315 - 193,05 \cdot 0,7 = 180,180 \text{ кг;}$$

$$m_{O_2} = m_{CO_2} - m_C = 212,355 - 193,05 \cdot 0,3 = 154,440 \text{ кг.}$$

Итого, масса кислорода на окисление углерода равна 334,620 кг.

Общее количество требуемого кислорода за два периода составит 6215,161 кг.

Принимаем, что 2 % или 124,303 кг кислорода приходится на кислород воздуха.

Объем кислорода в воздухе

$$V_{O_2} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \cdot 124,303 = 87,012 \text{ м}^3.$$

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

$$V_N = \frac{100 - 21}{21} \cdot V_{O_2} = 327,331 \text{ м}^3.$$

Массовое содержание кислорода в воздухе 23 %, тогда

$$m_N = \frac{100 - 23}{23} \cdot m_{O_2} = 416,145 \text{ кг.}$$

Объем и масса воздуха:

$$V_B = V_{O_2} + V_N = 87,012 + 327,331 = 414,343 \text{ м}^3;$$

$$m_B = m_{O_2} + m_N = 124,303 + 416,145 = 540,448 \text{ кг.}$$

Количество необходимого газообразного кислорода определяется при условии, что коэффициент его использования $k_{исп} = 0,85$

$$m_{O_2} = \frac{100 - 2}{100} \cdot \frac{6215,161}{k_{исп}} = 7165,715 \text{ кг.}$$

Количество технического кислорода определяем из условия, что содержание кислорода в нем 99,9 %:

$$m_{O_{2,тех}} = \frac{7165,715}{99,9} \cdot 100 = 7172,888 \text{ кг;}$$

$$V_{O_{2,тех}} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_{2,тех}} = 5021,022 \text{ м}^3.$$

С кислородом вносится азота $7172,888 - 7165,715 = 7,173$ кг.

При нагреве извести выделяется $\{CO_2\}$ 8,120 кг.

									Лист
									53
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР				

Определим количество влаги, вносимой воздухом из следующих условий: $t_B = 20$ °С, $p_B = 760$ мм. рт. ст., $f = 0,7$, $E = 17,5$ мм. рт. ст.

Влажность атмосферного воздуха

$$V_{\text{Влаж.в}} = V_B \cdot \frac{273 + t_B}{273} \cdot \frac{p_B}{p_B - E \cdot f} = 414,343 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{760}{760 - 0,7 \cdot 17,5} = 451,983 \text{ м}^3.$$

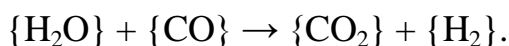
Количество водяного пара в 1 м^3 атмосферного воздуха

$$p_{\text{в.пара}} = 0,29 \cdot \frac{E \cdot f}{273} = 0,29 \cdot \frac{17,5 \cdot 0,7}{273} = 0,013 \text{ кг/м}^3.$$

Масса влаги

$$m_{\text{вл}} = V_{\text{Влаж.в}} \cdot p_{\text{в.пара}} = 451,983 \cdot 0,013 = 5,876 \text{ кг.}$$

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

$$m_{\{\text{H}_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{H}_2} = \frac{5,876}{18} \cdot 2 = 0,653 \text{ кг,}$$

$$m_{\{\text{CO}_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{CO}_2} = \frac{5,876}{18} \cdot 44 = 14,363 \text{ кг.}$$

Для этого необходима окись углерода в количестве

$$m_{\{\text{CO}\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{CO}} = \frac{5,876}{18} \cdot 28 = 9,140 \text{ кг.}$$

Принимаем, что 15 % газообразного кислорода, израсходованного в периоды плавления и окисления, ушло в атмосферу печи, т. е.

$$m_{\text{O}_2} = \frac{15}{100} \cdot 7165,715 = 1074,857 \text{ кг.}$$

Этот кислород вступит в реакцию с СО, в результате образуется углекислый газ в количестве

									Лист
									54
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР				

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{1074,857}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 2955,857 \text{ кг.}$$

Для этого потребуется {CO} в количестве $2955,857 - 1074,857 = 1881,000$ кг.
 Массовый и процентный состав газов за два периода представлен в таблице 27.

Таблица 27 - Состав газов за два периода

Содержание газов	CO	CO ₂	H ₂	N ₂	Итого
кг	514,825	3190,695	0,653	423,318	4129,491
м ³	411,860	1624,354	7,314	338,654	2382,182
%	12,467	77,266	0,016	10,251	100,000

Таким образом, приходные и расходные статьи материального баланса имеют вид указанный в таблице 28.

Таблица 28 - Материальный баланс

Израсходовано, кг		Получено, кг	
А4	100 000	Металл	138 249,054
Чугун	20 000	Шлак	11 718,487
Металл предыдущей плавки	30 000	Газы	4 129,491
Известь	4060	Пыли	12 225,182
Магнезиальный материал	1000	в том числе: Fe ₂ O ₃ Ni Cr ₂ O ₃	12 214,657 2,925 7,600
Электроды	195		
Воздух	546,324		
Кислород	7165,715		
Шлак предыдущей плавки	3169,100		
Итого	166 136,139	Итого	166 322,214

Невязка

$$\frac{166322,214 - 166136,139}{166322,214} \cdot 100 \% = 0,11 \%$$

Выход жидкой стали

$$y = \frac{138249,054}{150000} = 0,92.$$

2.3 Обработка стали в печи - ковше

Составим баланс обработки в печи-ковше стали марки 35ХМ. Дополнительное техническое условие: для гарантии выполнения требования заказчика по технологической пластичности и механическим свойствам (повышенное относительное сужение и ударная вязкость) необходимо иметь в стали не более 0,015 % серы.

Пользуясь справочными данными, находим химический состав стали 35ХМ и делаем поправку на допустимое содержание серы (таблица 29).

Таблица 29 - Химический состав готовой стали, масс. %

Химический элемент	C	Si	Mn	Ni	S*	P	Cr	Mo
Содержание	0,32 - 0,40	0,17 - 0,37	0,4 - 0,7	≤ 0,30	≤ 0,015	≤ 0,035	0,8 - 1,1	0,15 - 0,25
* С учетом требований заказчика								

Состав жидкого полупродукта, полученного в ДСП, приведен в таблице 11.

Состав используемых ферросплавов и раскислителей приведен в таблице 30.

Таблица 30 - Химический состав используемых материалов, масс. %

Материал	C	Mn	Si	Cr	S	P	Fe	Al
Ферросиликомарганец МнС17	1,56	67,1	17,5	-	0,02	0,02	13,8	-
Ферросилиций ФС65	0,07	0,2	66,7	-	0,007	0,023	33	-
Алюминий катанка	-	-	-	-	-	-	-	100
Феррохром ФХ100А	0,01	-	0,8	68	0,02	0,01	30,45	0,7

2.3.1 Раскисление и легирование

Определим количество ферросплавов (таблица 29), которое необходимо присадить в металл для получения заданного состава стали. При этом, учитывая увеличение массы металла в процессе обработки, зададим содержание легирующих несколько выше среднего (таблица 28). Величину присадок определим по формуле

$$M_{\text{фспл}} = \frac{M_{\text{ж.ст}} ([C]_{\text{гот.ст}} - [C]_{\text{исх}}) \cdot 100}{[C]_{\text{фспл}} (100 - K_{\text{уг}})}, \quad (12)$$

где $M_{\text{ж.ст}}$ - масса жидкой стали, кг;

$[C]_{\text{гот.ст}}$, $[C]_{\text{исх}}$ и $[C]_{\text{фспл}}$ - содержание легирующего элемента в готовой стали (среднее по данной марке стали), в ковше перед раскислением, и в ферросплаве соответственно, %;

$K_{уг}$ - угар элемента при раскислении (легировании), %.

При обработке в ковше-печи угар ниже, чем при легировании в ковше и в среднем составляет: алюминия и науглероживателя около 30 %, для кремния - 15 %, марганца, фосфора, железа и хрома - 0 %. Тогда количество присаживаемого ферросиликомарганца

$$M_{MnC17} = \frac{118000 \cdot (0,60 - 0,202) \cdot 100}{67,1 \cdot (100 - 0)} = 700 \text{ кг.}$$

Он дополнительно внесет в расплав, с учетом угара:

$$Mn: 700 \cdot 0,671 = 469,700 \text{ кг;}$$

$$Si: 700 \cdot 0,175 \cdot 0,85 = 104,125 \text{ кг;}$$

$$Fe: 700 \cdot 0,138 = 96,600 \text{ кг;}$$

$$C: 700 \cdot 0,0156 \cdot 0,7 = 7,644 \text{ кг;}$$

$$P: 700 \cdot 0,0002 = 0,140 \text{ кг;}$$

$$S: 700 \cdot 0,0002 = 0,140 \text{ кг;}$$

$$M_{ФХ100А} = \frac{100 \cdot (0,95 - 0,05) \cdot 100}{68 \cdot (100 - 0)} = 1562 \text{ кг}$$

Он дополнительно внесет в расплав, с учетом угара:

$$Cr: 1562 \cdot 0,68 = 1062,160 \text{ кг;}$$

$$Si: 1562 \cdot 0,008 \cdot 0,85 = 10,622 \text{ кг;}$$

$$Fe: 1562 \cdot 0,3045 = 475,629 \text{ кг;}$$

$$C: 1562 \cdot 0,0001 \cdot 0,7 = 0,109 \text{ кг;}$$

$$P: 1562 \cdot 0,0001 = 0,156 \text{ кг.}$$

$$S: 1562 \cdot 0,0002 = 0,312 \text{ кг.}$$

Расход алюминия без расчета принимается 90 кг на плавку. С учетом 30 % угара в металл перейдет 63 кг алюминия.

Расход ферросилиция при усвоении кремния 85 % составит

					<i>22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		57

$$M_{\text{Фс65}} = \frac{100 \cdot (0,27 - 0,01) \cdot 100}{66,7 \cdot (100 - 15)} = 333 \text{ кг.}$$

$$Si: 333 \cdot 0,667 \cdot 0,85 = 188,794 \text{ кг;}$$

$$Mn: 333 \cdot 0,002 = 0,666 \text{ кг;}$$

$$Fe: 333 \cdot 0,33 = 109,890 \text{ кг;}$$

$$C: 333 \cdot 0,0007 \cdot 0,7 = 0,163 \text{ кг;}$$

$$P: 333 \cdot 0,00023 = 0,077 \text{ кг;}$$

$$S: 333 \cdot 0,00007 = 0,023 \text{ кг.}$$

Расход углеродистого порошка с учетом угара

$$M_C = \frac{118000 \cdot (0,36 - 0,101) \cdot 100}{99,795 \cdot (100 - 30)} = 437 \text{ кг.}$$

Состав и количество шлака.

Шлаковая смесь, загружаемая в ковш, состоит из извести и глинозема. Расход смеси составляет 1000 кг на плавку (примерно 900 кг извести и 100 кг глинозема).

Шлаковая смесь внесет

из извести:

$$CaO: 900 \cdot 0,86 = 774 \text{ кг;}$$

$$MgO: 900 \cdot 0,06 = 41,4 \text{ кг;}$$

$$SiO_2: 900 \cdot 0,06 = 54 \text{ кг;}$$

$$Al_2O_3: 900 \cdot 0,023 = 20,7 \text{ кг;}$$

$$Fe_2O_3: 900 \cdot 0,007 = 6,3 \text{ кг;}$$

$$P_2O_5: 900 \cdot 0,001 = 0,9 \text{ кг.}$$

из глинозема

$$Al_2O_3: 100 \cdot 0,99 = 99 \text{ кг;}$$

$$SiO_2: 100 \cdot 0,01 = 1 \text{ кг.}$$

					<i>22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		58

Содержание в глиноземе Fe_2O_3 за малостью пренебрегаем.

В шлак переходит оксидов - продуктов раскисления в результате присадки ферросплавов:

в результате угара окислится кремния: $333 \cdot 0,667 \cdot 0,15 = 33,317$ кг;

из остальных ферросплавов: 20,249 кг.

Всего окислится кремния: $33,317 + 20,249 = 53,566$ кг. При этом образуется $53,566 \cdot 60/28 = 114,784$ кг SiO_2 . Помимо кремния в шлак перейдет $27 \cdot 102/54 = 51$ кг Al_2O_3 в результате окисления алюминия.

При износе футеровки в зоне шлакового пояса 1,2 кг/т или 141,6 кг на плавку в шлак перейдет:

$$MgO: 141,6 \cdot 0,92 = 130,272 \text{ кг};$$

$$SiO_2: 141,6 \cdot 0,08 = 11,328 \text{ кг}.$$

Переходом этих оксидов в шлак с допустимой точностью можно пренебречь.

По результатам проведенных расчетов можно определить количество состав образующего шлака. Результат оформим в таблица 31.

Таблица 31 - Количество и состав шлака в ковше-печи

Источник поступления	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	MgO	Итого
Известь	774,000	20,700	54,000	6,300	41,400	896,400
Глинозем	-	99,000	1,000	-	-	100,000
Продукты раскисления	-	51,000	114,784	-	-	165,784
Футеровка	-	-	11,328	-	130,272	141,600
Итого, кг	774,000	170,700	181,112	6,300	171,672	1303,784
Итого, %	59,366	13,093	13,891	0,483	13,167	100,000

Рассматривая результаты расчетов, приведенные в таблице 31, следует сделать два замечания:

1. По сравнению с обычным для обработки стали в печи-ковше содержанием SiO_2 (3...7 %), фактическое значение более высокое. Это связано с тем, что обработке подвергали сталь, легированную кремнием. Присадка большого количества ферросилиция вызвала и образование большого количество кремнезема. Понизить его содержание в шлаке можно присадкой большого количества шлаковой смеси ($CaO + Al_2O_3$). Это в определенной мере и было учтено в расчете, что привело к образованию большого для условия обработки в печи-ковше количества шлака (5,1 кг, хотя обычно его количество не превышает 3...4 % от массы металла). Дальнейшее увеличение количества присаживаемой шлаковой смеси нецелесообразно.

2. Полученное расчетом содержание $Fe_2O_3 = 0,739 \%$ высоко и может быть лишь в начале процесса. По ходу его развития этот оксид расходуется на окисление раскислителей и вдуваемого углерода. Таким образом, Fe_2O_3 выступает как дополнительный окислитель, дополняя растворенный в стали кислород.

2.3.2 Десульфурация

Вследствие наводки в печи-ковше активного шлака с высокой десульфурующей способностью в условиях интенсивного перемешивания вдуваемым аргоном коэффициент распределения серы между шлаком и металлом $L_s = (S)/[S]$ достигает 500...1000. Учитывая повышенное содержание в шлаке SiO_2 и высокие требования заказчика, принимаем эту величину равной 250, т. е. в два раза меньше нижнего значения. Рассчитаем содержание серы в стали после обработки в ковше-печи:

$$[S] = \frac{[S]_0}{1 + L_s \cdot \frac{a}{100}}, \quad (13)$$

где a - количество шлака в % от массы металла;

$[S]_0$ и $[S]$ - содержание серы в стали в исходном (до обработки) и конечном (после обработки) состояниях. Вносимой ферросплавами серой можно пренебречь.

Тогда конечное содержание серы в металле гарантированно не превысит

$$[S] = \frac{0,035}{1 + 250 \cdot \frac{5,148}{100}} = 0,0016 \%$$

Это содержание серы при обычной технологии обработки значительно ниже допустимого техническими условиями и дополнительных мер по снижению серы в металле принимать не требуется.

Количество газа.

В процессе обработки в печи-ковше газ образуется в основном в результате окисления углерода и потерь при прокаливании шлаковых материалов. При наведении шлака выделится:

из извести:

$$900 \cdot 0,2 = 180 \text{ кг};$$

30 % угара углерода, вдуваемого в металл с образованием CO:

						Лист
					<i>22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР</i>	60
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$437 \cdot 0,3 \cdot \frac{28}{12} = 305,900 \text{ кг};$$

30 % угара углерода, вносимого остальными ферросплавами:

$$8,018 \cdot 0,3 \cdot \frac{28}{12} = 5,613 \text{ кг}.$$

Итого образуется газа:

$$180 + 305,900 + 5,613 = 591,513 \text{ кг}.$$

Используемый при продувке аргон не учитывается, так как инертный газ с компонентами стали и шлака не взаимодействует. Аргон проходит ванну и без изменения количества из нее уходит.

Выход жидкой стали.

Для составления баланса металла определим, сколько всего внесено компонентов полупродуктом, ферросплавами с учетом фактического химического состава ферросплавов. При этом учтем, что углерод в графитовом порошке - неметалл и не растворен в жидком металле. Однако он переходит в жидкий металл и после этого является компонентом стали.

Углерод поступает с полупродуктом, ферросплавами и порошком науглероживателя. Остальные элементы вносятся полупродуктом и ферросплавами с учетом их содержания, но без учета угара. Результаты оформим в виде таблице 32.

Таблица 32 - Баланс металла

Элемент	Поступило, кг*	Перешло в шлак, кг	Перешло в газ, кг	Содержится в металле	
				кг	%
C	565,844	-	133,475	432,369	0,358
Si	368,907	53,566	-	315,341	0,261
Mn	708,726	-	-	708,726	0,586
Cr	1121,160	-	-	1121,160	0,928
S	41,776	32,076	-	9,700	0,008
P	6,273	-	-	6,273	0,005
Al	90,000	27,000	-	63,000	0,052
Ni	164,020	-	-	164,020	0,136
Mo	184,080	-	-	184,080	0,152
Fe	117858,479	-	-	117858,479	97,514
Итого	121109,265	112,642	133,475	120863,148	100,000
*Без учета угара					

Невязка 121109,265- (112,642 + 133,475 + 120863,148) = 0.

Выход жидкой стали 120863,148/121109,265 · 100 = 99,85 % от введенных в ковш-печь исходных материалов. Материальный баланс обработки стали в ковше-печи приводится в таблице 33. Невязка 536,374 кг или 0,44 %.

Таблица 33 - Материальный баланс плавки

Поступило		Получено	
Материал	Количество, кг	Продукт	Количество, кг
Полупродукт	118000	Сталь	120863,148
Известь	900		
Глинозем	100	Шлак	1303,784
MnS17	700		
ФС65	333		
ФХ100	1562	Газ	491,442
Алюминий	90		
Углеродистый порошок	437	Невязка	536,374
Итого	122122		

2.4 Расчет теплового баланса печи

Статьи прихода тепла

Тепло, вносимое электрической энергией, Q_1 .

Расход электрической энергии фиксируется приборами учета электроэнергии. Важным параметром, характеризующим использование электроэнергии, является коэффициент полезного действия, учитывающий потери энергии при подводе ее к рабочему пространству печи на ДСП $\eta = 90$ %. Расход электроэнергии, с учетом подогрева лома и наличия газокислородных горелок и времени их работы, равен 480 кВт·ч/т. Для пересчета кВт·ч в МДж используется переводной коэффициент 3,6 (1 Вт·ч = 3600 Дж/ч).

Расчет проведем на 120 т шихты. Зададимся расходом электрической энергии, равным 480 кВт·ч/т стали, или 56 МВт·ч на 120 т. Тогда с учетом электрического КПД $\eta = 0,9$

$$Q_1 = 56 \cdot 3,6 \cdot 0,9 = 181,44 \text{ ГДж.}$$

Тепло, вносимое в печь шихтовыми материалами, Q_2 .

Расчет энтальпии ведется по формуле

$$\Delta H_K = ((M_{A4} \cdot C_{A4}) + (M_{ч} \cdot C_{ч})) \cdot \Delta t_k \quad (14)$$

где ΔH_K – изменение энтальпии компонентов;

M_{A4} - масса лома А4;

C_k - теплоемкость лома А4;

$M_{ч}$ - масса чугуна;

$C_{ч}$ - теплоемкость чугуна;

Δt_k - изменение температуры компонента.

Энтальпия лома, заваливаемого в печь, подогретого до 400 °С составит

$$H_{л} = ((100 \cdot 10^3 \cdot 0,460 \cdot 10^{-3}) + (20 \cdot 10^3 \cdot 0,500 \cdot 10^{-3})) \cdot 400 = 22,400 \text{ ГДж.}$$

Итого энтальпия шихты составит: $Q_2 = \Delta H = 22,400 \text{ ГДж.}$

Тепло, вносимое известью Q_3 .

Количество тепла, поступающего с известью,

$$Q_3 = m_{изв} \cdot C_{изв} \cdot t_{изв}, \quad (15)$$

где $C_{изв}$ - удельная теплоемкость извести, кДж/(кг·К).

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

Тогда $Q_3 = 4060 \cdot 0,760 \cdot 20 = 0,062 \text{ ГДж.}$

Тепло, вносимое магниальным материалом Q_4 .

$$Q_3 = m_m \cdot C_m \cdot t_m, \quad (16)$$

при $t = 20 \text{ °С}$ теплоемкость магниального материала равна 957 Дж/(кг·К).

$$Q_3 = 1000 \cdot 957 \cdot 20 = 0,019 \text{ ГДж.}$$

Тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций, Q_5 .

Для определения Q_5 необходимо предварительно составить материальный баланс, с помощью которого устанавливают состав и количество исходных материалов и продуктов плавки. 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 предопределяет и различную степень полезного использования выделяющегося тепла. Эффективное использование Q_5 во многом определяет энергетическую эффективность ДСП. Тепло экзотермических реакций определяем по формуле

$$Q_4 = m_{эл} \cdot \Delta H_{эл}, \quad (17)$$

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

$\Delta H_{эл}^0$ - тепловой эффект реакции окисления элемента, МДж/кг.

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

$$\Delta H_T^0 = \Delta H_{298}^0 + \int_{298}^T \Delta C_p dT, \quad (18)$$

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

ΔC_p - теплоемкость реакции, Дж/(К·моль).

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

$$\Delta H_T^0 = \Delta H_{298}^0 + \int_{298}^{T_{превр}} \Delta C_p' dT \pm \nu \cdot \Delta H_{превр} + \int_{T_{превр}}^T \Delta C_p'' dT. \quad (19)$$

В каждую алгебраическую сумму $\Delta C_p'$ и $\Delta C_p''$ входят теплоемкости тех фаз, которые устойчивы в данном интервале температур. Теплота превращения $\Delta H_{превр}$ берется со своим или противоположным знаком в зависимости от принадлежности к продукту реакции или исходному веществу. Также определение теплового эффекта реакции возможно из выражения

$$\Delta G_T^0 = \Delta H_T^0 - T \cdot \Delta S_T^0. \quad (20)$$

Тепло экзотермических реакций определяем суммированием теплот реакций, идущих с отрицательным эффектом (таблица 33)

Таблица 33 - Теплота реакций

$[\text{Si}] + \{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{SiO}_2)$	$368,495 \cdot 29,51 = 10874,287$ МДж
$[\text{Mn}] + 1/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{MnO})$	$211,394 \cdot 7,41 = 1566,428$ МДж
$2[\text{Fe}] + 3/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{Fe}_2\text{O}_3)$	$8814,701 \cdot 7,29 = 64259,170$ МДж
$[\text{Fe}] + 1/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{FeO})$	$1202,005 \cdot 4,11 = 4940,241$ МДж
$[\text{C}] + 1/2\{\text{O}_2\} \rightarrow \{\text{CO}\}$	$688,995 \cdot 11,43 = 7875,211$ МДж
$2[\text{Cr}] + 3/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{Cr}_2\text{O}_3)$	$49,997 \cdot 11,33 = 566,471$ МДж

Следовательно, $Q_5 = 90,082$ ГДж.

Тепло, вносимое газокислородными горелками, Q_6 .
Вносимое горелками тепло определяется по формуле

$$Q_{гор} = N_{гор} \cdot \tau \cdot P_{гор} \cdot 3,6, \quad (21)$$

где $N_{гор}$ - число горелок на печи, шт.;

τ - время работы горелки, ч;

$P_{гор}$ - мощность горелки, кВт;

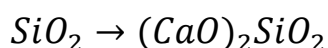
3,6 - переводной коэффициент кВт·ч в МДж.

ДСП оборудована 4 газокислородными горелками по 3,3 МВт каждая.
Продолжительность их работы за плавку 15 минут (0,25 часа).

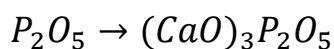
$$Q_{гор} = 4 \cdot 0,25 \cdot 3,3 \cdot 10^3 \cdot 3,6 = 11,880 \text{ ГДж.}$$

Тепло шлакообразования Q_7 .

Тепло шлакообразования:



$$439,057 \cdot \frac{60}{28} \cdot 2,32 = 21,827 \cdot 10^8 \text{ Дж;}$$



$$26,528 \cdot \frac{142}{62} \cdot 4,70 = 2,856 \cdot 10^8 \text{ Дж.}$$

Следовательно $Q_7 = (21,827 + 2,856) \cdot 10^8 = 2,468 \text{ ГДж.}$

Тепло от окисления электродов.

Тепло, выделенное в печи от окисления графитированных электродов, можно определить только ориентировочно, несмотря на то, что взвешиванием можно точно установить массу израсходованных за плавку (или за период) электродов. При определении Q_8 следует помнить, что не вся масса израсходованных 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 механических компонентов. А. Д. Свенчанский рекомендует учитывать в приходной части баланса лишь 60 % от потенциально возможного Q_8 . Тогда тепло от окисления электродов равно

$$Q_8 = 0,6 \cdot \Delta m_э \cdot q_c, \quad (22)$$

где $\Delta m_э$ - масса израсходованных электродов, кг;

q_c - тепловой эффект окисления графита, МДж/кг.

					Лист
					65
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР

Тогда $Q_8 = 0,6 \cdot 195 \cdot 33,5 = 2,48$ ГДж.

Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки Q_9 .

Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки:

$$Q_9 = Q_M + Q_{\text{шл}}, \quad (23)$$

$$Q_M = m_M \cdot C_M \cdot t_M, \quad (24)$$

$$Q_{\text{шл}} = m_{\text{шл}} \cdot C_{\text{шл}} \cdot t_{\text{шл}}, \quad (25)$$

где m_M , $m_{\text{шл}}$ - масса металла и шлака, кг.

Тогда $Q_9 = 30000 \cdot 0,838 \cdot 1620 + 3169,1 \cdot 1,25 \cdot 1700 = 47,461$ ГДж.

Тепло, вносимое воздухом и газообразным кислородом Q_{10} .

Тепло, вносимое воздухом и газообразным кислородом:

$$Q_{10} = V \cdot c \cdot T, \quad (26)$$

где V - объем воздуха или кислорода, м^3 ;

c - теплоемкость воздуха или кислорода, $\text{кДж}/(\text{м}^3\text{К})$;

T - температура воздуха или кислорода, К.

Тогда

$$Q_B = 414,343 \cdot 1,327 \cdot 293 = 0,161 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$Q_K = 5021,022 \cdot 1,31 \cdot 293 = 1,927 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$Q_{10} = (0,161 + 1,927) \cdot 10^9 = 2,088 \text{ ГДж.}$$

Статьи расхода тепла

Тепло, идущее на нагрев, плавление и перегрев до заданной температуры металла, шлака и легирующих добавок, Q_{11} .

В процессе плавки происходит расплавление лома, шлакообразующих и легирующих элементов (если они вводятся в шихту). Количество тепла каждой составляющей определяется исходя из материального баланса по формулам:

$$H_K = M_K \cdot [c_1 \cdot (t_{\text{пл}} - t_0) + q_M + c_2 \cdot (t_{\text{вып}} + t_{\text{пл}})] \quad (27)$$

где M_K - масса компонента данного вида, вносимого в печь за плавку;

c_1 - средняя теплоемкость этого материала в интервале температуры от загрузки до плавления;

c_2 - средняя температура металла в интервале температуры от плавления до выпуска;

t_0 - температура скрапа при завалке;

									Лист
									66
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР				

$t_{пл}$ - температура плавления стали;
 $t_{вып}$ - температура стали на выпуске;
 q_M - теплота плавления металла.
Тогда

$$Q_{А4} = 100000 \cdot \left[\begin{array}{l} 0,700 \cdot (1500 - 400) + 248 + \\ + 0,800 \cdot (1630 - 1500) \end{array} \right] = 115,8 \text{ ГДж}$$

Для чугуна

$$Q_{ч} = 20000 \cdot \left[\begin{array}{l} 0,650 \cdot (1200 - 400) + 218 + \\ + 1,05 \cdot (1630 - 1200) \end{array} \right] = 23,79 \text{ ГДж.}$$

Физическое тепло шлака находим по формуле

$$Q_{ш} = (C_{ш} \cdot t_{ш} + q_{ш}) \cdot m_{ш}, \quad (28)$$

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

$q_{ш}$ - скрытая теплота плавления шлака, кДж/кг;

$m_{ш}$ - масса шлака, кг.

$$Q_{ш} = (1,25 \cdot 1800 + 209,5) \cdot 7790,077 + \\ + (1,25 \cdot 1667 + 209,5) \cdot 3928,410 = 28,169 \text{ ГДж}$$

Тогда $Q_{11} = 115,810 + 23,790 + 28,169 = 167,759 \text{ ГДж.}$

Потери тепла с отходящими газами Q_{12} .

Потери тепла с отходящими газами Δt_k

$$Q_{12} = V \cdot i, \quad (29)$$

где V - объем выделяющихся газов, м³;

i - энтальпия газообразных продуктов реакции, кДж/м³.

Находим энтальпию продуктов реакции для каждого из газов:

$$CO: 0,1247 \cdot 1112,06 = 138,674;$$

$$CO_2: 0,7727 \cdot 1718,95 = 1328,233;$$

$$H_2: 0,0002 \cdot 1055,12 = 0,211;$$

$$N_2: 0,1025 \cdot 1094,65 = 112,202;$$

					<i>22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		67

$$i_{yx}^{800} = 1579,319 \text{ кДж/м}^3.$$

Тогда $Q_{12} = 2382,1802 \cdot 1579,319 = 3,762 \text{ ГДж}$.

Потери тепла через водоохлаждаемые панели, Q_{13} .

Потери тепла с охлаждающей водой можно определить, исходя из расхода воды и разницы значений температуры воды на входе в систему охлаждения и на выходе из нее. Температура и расход воды на рабочей печи измеряются непосредственно. Температура воды на входе $20 \text{ }^\circ\text{C}$, на выходе температура воды $40 \text{ }^\circ\text{C}$, чтобы избежать образование накипи на внутренних поверхностях панелей.

$$Q_8 = c_B \cdot V_B \cdot (t_{\text{ВЫХ}} - t_{\text{ВХ}}) \cdot \tau, \quad (30)$$

где c_B - теплоемкость воды, $4,2 \text{ МДж/(м}^3 \cdot \text{К)}$;

V_B - часовой расход воды через элемент (или всю печь), $\text{м}^3/\text{ч}$;

$t_{\text{ВЫХ}}$ - температура воды на выходе, $^\circ\text{C}$;

$t_{\text{ВХ}}$ - температура воды на входе, $^\circ\text{C}$;

τ - время, ч.

Анализ работы ДСП показал, что при соблюдении температурного режима расход воды на охлаждение стеновых панелей составляет $\sim 580 \text{ м}^3/\text{ч}$, и $350 \text{ м}^3/\text{ч}$ на охлаждение сводовых панелей.

Потери тепла на охлаждение стен составят:

$$Q_{\text{СТ}} = 4,2 \cdot 580 \cdot (40 - 20) \cdot 0,75 = 36,54 \text{ ГДж}$$

Потери тепла на охлаждение свода составят:

$$Q_{\text{СВ}} = 4,2 \cdot 350 \cdot (40 - 20) \cdot 0,75 = 22,05 \text{ ГДж}$$

Итого: $Q_{13} = 36,54 + 22,05 = 58,59 \text{ ГДж}$.

Тепло, уносимое частицами Fe_2O_3 :

$$Q_{14} = 12214,657 \cdot (1,23 \cdot 1600 + 209,34) = 26,595 \text{ ГДж}.$$

Тепло идущее на протекание эндотермических реакций, Q_{15} . Энергетические затраты эндотермических процессов связаны с нагревом и испарением влаги, внесенной загружаемыми в печь материалами, разложением оксидов железа, железной руды, карбонатов кальция (при недопале извести) или гидратов оксида кальция (при гидратации извести), шлакообразованием. Из реакций, происходящих в печи, эндотермическими являются реакции десульфурации, обезуглероживания, восстановления и процессы испарения элементов. Для более общей оценки эндотермических реакций принимаем удельные энергетические затраты на эндотермические процессы равными $50 \dots 150 \text{ МДж/т}$ и m_o

									Лист
									68
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	<i>22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР</i>				

$$Q_{15} = (50 \dots 150) \cdot m_0, \quad (31)$$

где m_0 - емкость печи, т.

Тогда

$$Q_{15} = 140 \cdot 150 = 21,0 \text{ ГДж.}$$

Тепловые потери электрической сетью Q_{16}

Эти потери связаны с тем, что при прохождении тока по проводнику в нем выделяется тепло, которое частично рассеивается в окружающее пространство. Электрические потери зависят от конструкции токоподвода, параметров электрического режима и стабильности горения электрических дуг. В состав электрических потерь входят потери в шинах высокого напряжения, в трансформаторе, во вспомогательной аппаратуре, в короткой сети.

По закону Джоуля-Ленца

$$Q_4 = I^2 \cdot R \cdot \tau, \quad (32)$$

где I - сила тока, А (по данным печи $I = 90$ кА);

R - сопротивление, Ом;

τ - время работы печи под током, с.

Тогда

$$Q_4 = 90000 \cdot 3000 \cdot 12,753 \cdot 10^{-4} = 30,433 \text{ ГДж.}$$

Потери тепла через футеровку, Q_{17} .

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

В условиях постоянно действующего металлургического производства можно считать, что печь работает в стационарных условиях и аккумуляции тепла футеровкой не происходит, т. к. ее температура изменяется незначительно. Можно считать, что все тепло, подводимое к футеровке внутри печи, передается теплопроводностью к ее наружной поверхности. Поэтому достаточно рассчитать количества тепла, передаваемого теплопроводностью через какой-либо слой футеровки, или рассчитать теплоотдачу с внешней поверхности (кожуха печи).

Тепло, переданное теплопроводностью через слой футеровки $Q_{сл}$, можно определить по уравнению

$$Q_{сл} = \lambda \cdot (t_1 - t_2) \cdot F \cdot \frac{\tau}{\delta}, \quad (33)$$

									Лист
									69
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР				

где λ - коэффициент теплопроводности материала слоя, Дж/(м·ч·К);
 t_1, t_2 - температура на внутренней и внешней поверхностях слоя, К;
 F - площадь поверхности теплообмена, м²;
 τ - время, ч;

δ - толщина слоя, м.

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

$$Q_{\text{кож}} = \alpha \cdot (t_{\text{к}} - t_{\text{в}}) \cdot F \cdot \tau, \quad (34)$$

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

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

$t_{\text{в}}$ - температура окружающего воздуха, К.

На действующей печи известны степень черноты кирпичной кладки и кожуха, значения температуры $t_{\text{к}}$ геометрия печи. Для ДСП температура внутренней поверхности кладки $t_{\text{вн}}$ для подины принимается равной температуре жидкого металла в ванне. Средняя температура воздуха принимается равной 20 °С. При этом значение α зависит от другой неизвестной - температуры кожуха $t_{\text{к}}$. Значение же $t_{\text{к}}$ в свою очередь зависит от температуры подины печи, толщины и теплопроводности материала кладки. На теплопроводность материала влияет средняя температура футеровки. Поэтому Q_7 рассчитывают методом последовательных приближений. Для этого в первую очередь задаются температурой кожуха $t_{\text{к}}$. Так как есть дополнительный слой теплоизоляции $t_{\text{к}}$ равно 100 °С.

Затем определяем среднюю температуру футеровки

$$t_{\text{ср}} = \frac{t_{\text{вн}} - t_{\text{к}}}{2} \quad (35)$$

По справочной литературе для данной $t_{\text{ср}}$ находим коэффициент теплопроводности материала λ по рисунку 3 определяем значение α , соответствующее данной температуре кожуха. Далее вычисляем значение теплового потока $q_7 = Q_7/F$ и сравниваем его величину с приведенным на том же рисунке $q_{\text{окр}}$.

Определяем среднюю температуру футеровки, зная, что в среднем за плавку температура металла составит 1500 °С, продолжительность плавки - 45 минут, диаметр кожуха ~ 6,85 м²:

$$t_{\text{ср}} = (1500 - 100) = 700^\circ\text{C}$$

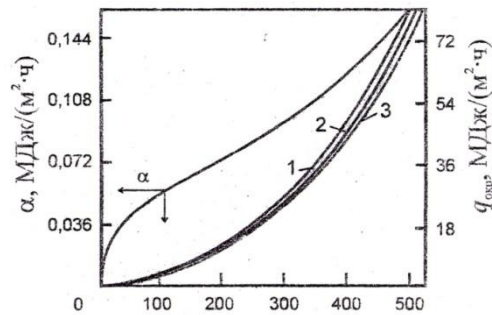


Рисунок 3 - Зависимость коэффициента суммарной теплоотдачи α и удельного теплового потока, теряемого поверхностью печи в окружающую среду при $t_{\text{в}}$: 10 °C – 1; 20 °C – 2; 30 °C – 3

Согласно справочным данным коэффициент теплопроводности магнезиальной футеровки при 700 °C $\lambda = 6,28 - 0,0027 \cdot 700 = 4,39 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{°C})$. По рис. 6 находим $\alpha = 0,059 \text{ МДж}/\text{м}^2 \cdot \text{ч}$. Тогда $Q_{\text{кож}} = 0,059 \cdot (100 - 20) \cdot 6,85 \cdot 0,75 = 724,25 \text{ МДж}$.

Проверяем: $q = 24,25/6,85 = 3,54 \text{ МДж}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$. Согласно рис. 1 $q_{\text{окр}} \sim 3,85 \text{ МДж}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$. Разница не превышает 10 %, расчет считается законченным и окончательно принимаем $Q_{\text{кож}} = 724,25 \text{ МДж}$.

Потери тепла через завалочное окно, Q_{18} . Холодный воздух, попадая в печь через неплотности, нагревается и уносится в систему газоочистки, приводя к потерям тепла. Прежде чем попасть в газоочистку, поток горячего воздуха проходит через горячую зону конвейера Consteel и подогревает собой металлошихту. Помимо атмосферного воздуха в газоочистку уносятся газы, образующиеся при продувке расплава кислородом, а также продукты сгорания топлива при использовании дополнительных горелок.

На печи в системе газоходов имеются специальные датчики, фиксирующие температуру, состав и расход газа. Измеряя скоростной напор Δp , рассчитывают скорость и расход уходящих газов по формуле:

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot g \cdot \Delta p}{\rho_{\text{г}}}}; \quad (36)$$

$$V_1 = 3600 \cdot \omega \cdot F; \quad (37)$$

$$V_0 = 273 \cdot \frac{V_1}{T_{\text{ух}}}, \quad (38)$$

где ω - скорость газового потока, м/с;
 g - ускорение свободного падения (9,81 м/с²);
 Δp - скоростной напор, Па;
 $\rho_{\text{г}}$ - плотность уходящих газов, кг/м³;

V_1 - количество газов, уходящих из печи (фактически), м³/ч;
 F - площадь сечения патрубка, м²;
 V_0 - количество газов, уходящих из печи (приведенные к температуре 0 °С), м³/ч;
 T_{yx} - температура уходящих газов, К.

Количество тепла, уносимого из печи с газовым потоком, можно определить по формуле

$$Q_{18} = V_0 \cdot c_{\text{сух}} \cdot T_{\text{сух}} \cdot \tau, \quad (39)$$

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

В среднем на печи перепад давления между печью и атмосферой составляет 2 Па, плотность отходящих газов - 1,5 кг/м³, площадь сечения завалочного окна - 9 м², температура отходящих газов в среднем за плавку - 1200 °С. Тогда

$$\omega = 5,1 \frac{\text{м}}{\text{с}};$$

$$V_1 = 3600 \cdot 5,1 \cdot 9 = 165240 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$V_0 = 273 \cdot \frac{165240}{1200} = 37592,1 \text{ м}^3.$$

Тогда количество тепла, потерянное через завалочное окно за плавку,

$$Q_{18} = 37592,1 \cdot 1430 \cdot 1200 \cdot 0,75 = 48,381 \text{ ГДж}$$

Полученный тепловой баланс плавки стали 35ХМ в ДСП приведен в таблице 34.

									Лист
									72
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	<i>22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР</i>				

Таблица 34 - Тепловой баланс плавки стали в ДСП

Статьи прихода	ГДж	%	Статьи расхода	ГДж	%
Электроэнергия, Q_1	181,440	50,146	Полезный расход энергии, Q_{11}	167,759	46,365
Тепло, вносимое шихтой, Q_2	22,400	6,191	Тепло, уносимое газами, Q_{12}	3,762	1,040
Тепло, вносимое другими материалами, $Q_3 + Q_4$	0,081	0,022	Потери с охлаждающей водой, Q_{13}	58,59	16,193
Тепло экзотермических реакций, Q_5	90,082	24,897	Тепло, уносимое частицами Fe_2O_3 , Q_{14}	26,595	7,350
Тепло, поступающее от ГКГ, Q_6	11,880	3,283	Тепло эндотермических реакций, Q_{15}	21,000	5,804
Тепло шлакообразования, Q_7	2,468	0,682	Потери электрической сетью, Q_{16}	34,433	9,517
Тепло от окисления электродов, Q_8	3,920	1,083	Потери через футеровку, Q_{17}	0,724	0,200
Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки, Q_9	47,461	13,117	Потери через завалочное окно, Q_{18}	48,381	13,372
Тепло кислорода и воздуха, Q_{10}	2,088	0,577	Неучтенные потери	0,576	0,159
Итого	361,82	100,00	Итого	361,820	100,00

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР

Лист

73

3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

Многообразие дефектов сталей и сплавов, не всегда резко различающихся по внешнему виду, создает значительные трудности при их идентификации в практической работе заводов. Эти трудности нередко возрастают в связи с тем, что металл после возникновения дефекта подвернется горячей обработке давлением или термической обработке. Особенно сложно определять происхождение дефектов поверхности, на которые при нагревах действует воздух или атмосфера печи, что приводит к изменению химического состава поверхностного слоя, окислению, обезуглероживанию, образованию в зоне дефекта оксидов, нитридов и других фаз. Достоверно определить вид и источник образования поверхностного дефекта удается лишь непосредственно после его возникновения.

В связи с этим важно установить характерные признаки различных дефектов при использовании соответствующих методов контроля и исследования металла.

В современной практике используются следующие основные методы обнаружения и изучения поверхностных и внутренних дефектов:

- 1) внешний осмотр металла;
- 2) ультразвуковой контроль для выявления внутренних дефектов
- 3) электромагнитные методы контроля для выявления поверхностных дефектов;
- 4) местная зачистка поверхности;
- 5) осадка образцов, вырезанных из прутков для более четкого выявления поверхностных дефектов;
- 6) ступенчатая обточка прутков для выявления волосовин;
- 7) исследование макроструктуры на поперечных и продольных темплетах после травления в кислотах или специальных реактивах, выявляющих неоднородность, а также путем снятия серных отпечатков;
- 8) исследование продольных и поперечных изломов (визуальное и методами световой и электронной микроскопии);
- 9) исследование нетравленных микрошлифов (для оценки загрязненности неметаллическими включениями, выявления микропор и микротрещин);
- 10) исследование микроструктуры после травления для выявления структурных составляющих, обезуглероживания, величины зерна;
- 11) электронно - микроскопические методы исследования дисперсных фаз, границ зерен и особенностей тонкой структуры металла в зоне дефекта;
- 12) микрорентгеноспектральный анализ с целью определения состава неметаллических и инородных металлических включений, участков химической неоднородности;
- 13) рентгеноструктурный анализ;
- 14) петрографическое исследование неметаллических включений

Для достоверного установления причин образования дефекта часто необходимо использовать комплекс методов. Так, при исследовании дефектов

						Лист
						74
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР	

сталеплавильного происхождения после изучения макро и микроструктуры необходимо просматривать под микроскопом нетравленный микрошлиф.

Получаемая при этом информация позволит ограничить возможные причины дефекта. В случае обнаружения неметаллических включений исследование их состава и структуры методами микрорентгеноспектрального анализа, электронной микроскопии и петрографического анализа выявит источник загрязнения.

Комплексное определение происхождения дефектов, встречающихся в металлургической практике, дает установленные эталоны и признаки дефекта.

Рассмотрим один из дефектов более подробно поперечный пережим на марке стали 40ХМ

3.1 Поперечный пережим

Описание. Перпендикулярно к ребрам заготовки по всему ее периметру наблюдаются пережимы поверхности. Различают широкие (поясное образование) и узкие пережимы (уступы заливки). Дефект часто наблюдается вместе с локальным расположением шлака и скоплениями пор.



Рисунок 4 - Поперечный пережим

Причины возникновения. Прерывание процесса разливки вследствие нарушения технологии или технических неполадок.

Предупреждение. Тщательный уход за машиной непрерывного литья заготовок для устранения причин, вызывающих нарушения (прерывание) процесса разливки.

Подогрев промежуточного устройства машины непрерывного литья заготовок. Оптимальный выходной размер промежуточного устройства.

Текущий контроль формирования струи при разливке.

Устранение. Дефекты могут быть устранены только при их малом развитии путем огневой зачистки.

Примечание. В зависимости от места расположения и степени развития дефект ведет к снижению сортности заготовки или ее отбраковке. Этот дефект соответствует «поясам» (уступам) в слитках.

4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

Развитие производства стали осуществляется на промышленных предприятиях во всех развитых и развивающихся странах мира. В условиях растущей конкуренции и глобализации экономики всё более актуальными становятся вопросы ресурсосбережения, сокращения затрат, улучшения качества, повышения производительности труда.

Первое место в рейтинге, подготовленном, занимает Китай. Эта страна не просто лидирует: она далеко обскакала в объемах производства стали всех своих конкурентов.

Так, лидеры по производству стали Япония и США, занимая второе и третье место соответственно, в прошлом году произвели стали практически в семь раз меньше (каждый в отдельности).

Согласно рейтингу, который базируется на данных мировой ассоциации производства стали (World Steel Association), за 2012 год китайские компании выплавляли более 700 миллионов тонн. А это 45,79 процентов всей мировой продукции. Отметим, что объемы производства за последние двадцать лет (с 1990 года) в Китае выросли в 20 раз. Специалисты сегодня с уверенностью заявляют, что Китай - мировой лидер по производству стали и обосновался на первой позиции прочно и надолго. Напомним, что даже, несмотря на перепроизводство стали в этой азиатской стране и попытки властей замедлить рост объемов производства, китайские компании продолжают бить рекорды. Не так давно они перешагнули отметку в 2 миллиона тонн: столько стали в совокупности сегодня выпускается на заводах Китая в день.

Второй крупный производитель металла - Япония, выплавляла за год меньше семи процентов от общемирового объема. Там суммарный годовой объем производства составил порядка 107 миллионов тонн. Отметим, что по сравнению с 2011 годом в этой стране наблюдается незначительный спад производства - на 0,3 процента.

Третье место в рейтинге у США, компании которой производят чуть более 88 миллионов тонн стали, что составляет 5,72 процента от мирового объема.

Таблица 35 - Зарубежные аналоги стали 40ХМ

Страна	ГОСТ	Аналог
Китай	GB	35CrMo, ML35CrMo, ZG35CrMo
Япония	JIS	SCCrM3, SCM3, SCM430, SCM432, SCM435, SCM435H, SCM440H
США	-	4135, 4135H, 4137, 4137H, G41300, G41350, G41370, J13048

5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

Струйные завесы рабочего окна.

Во избежание значительных пылегазовых выбросов из электродных зазоров при отсутствии эффективного их уплотнения давление под сводом электропечей поддерживают обычно на уровне $+5...-5$ Па, При этом разрежение вблизи порога рабочего окна на крупных ДСП составляет около $15...25$ Па. На печах, работающих с разрежением пол сводом печи $20...40$ Па, величина разрежения на уровне порога окна достигает $40...60$ Па. Такой гидравлический режим приводит к значительным подсосам атмосферного воздуха в рабочее пространство через проем окна, который на протяжении всей плавки лишь частично прикрывается заслонкой. Поступление значительного количества воздуха в печь не только ухудшает тепловую работу печи и увеличивает угар электродов, но и резко снижает эффективность работы системы газоудаления.

Для уплотнения рабочего окна луговых сталеплавильных печей находят успешное применение струйные воздушные завесы, На $100 - 150$ - тонных ДСП фирмы Lukens Steel CO, работающих с автоматическим регулированием разрежения под сводом на уровне 40 Па, завеса создается направленным вниз потоком вентиляторного воздуха (рисунок 5). Применение завес обеспечило сокращение подсосов воздуха в рабочее пространство, что привело к снижению расхода электроэнергии на выплавку стали на $3,3\%$, уменьшило угар электродов а улучшило шлаковый режим. Однако завесы с подачей вентиляторного воздуха, имеющего небольшое давление, а следовательно, и низкие скорости истечения струй, требуют подачи воздуха в больших количествах. Это обуславливает увеличение габаритов коллектора завесы, что затрудняет обслуживание печи и приводит к частым его повреждениям.

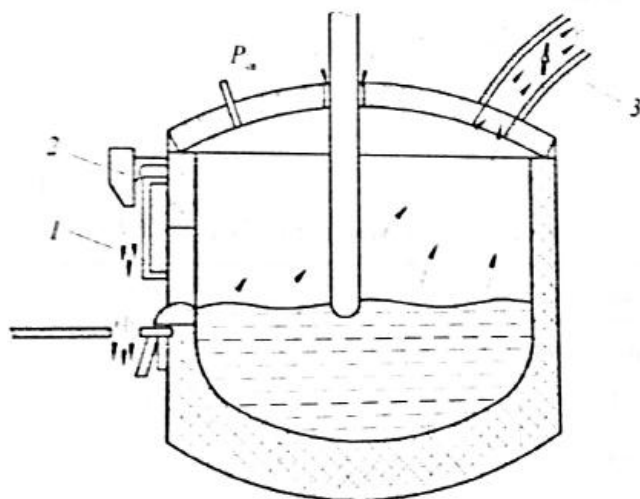


Рисунок 5 - Воздушная завеса рабочего окна ДСП фирмы Lukeens Steel Co 1 - заслонка окна; 2 - коллектор зановесы; 3 - регулирующий клапан

						Лист
						77
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР	

В НПО «Энергосталь» для ДСП малой и средней емкости, работающих с нулевым давлением или разрежением под сводом рабочего пространства, разработана аэродинамическая завеса рабочего окна с использованием в качестве энергоносителя компрессорного воздуха. Коллектор завесы, имеющий 18 сопел диаметром 4 мм, установлен на заслонке рабочего окна (рисунок 6). Расход воздуха на завесу регулируется автоматически в зависимости от положения заслонки окна: подача воздуха включается при подъеме заслонки, а при опускании заслонки воздух отключается.

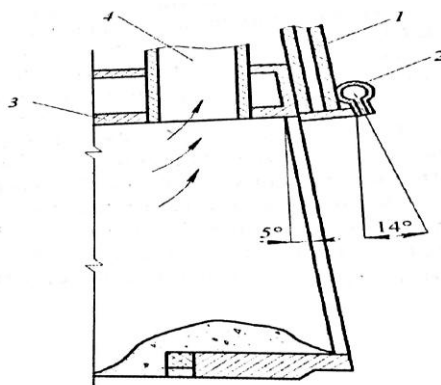


Рисунок 6 - Установка коллектора воздушной завесы на заслонке рабочего окна 1- заслонка рабочего окна; 2 - коллектор завесы; 3 - арка окна; 4 - газозаборный патрубок

Длительные испытания такой воздушной завесы на печи емкостью 120 т показали, что ее применение обеспечивает резкое сокращение подсосов атмосферного воздуха в печь и выбросов из электродных отверстий. Это подтверждается данными, приведенными в таблице 36,

Таблица 36 - Данные испытаний работы ДСП

Параметры газов	Без завесы	С завесой
Количество технологических газов, образующихся в печи, м ³ /с	0,75	0,75
Количество воздуха, подсасываемого в печь при открытой заслонке, м ³ /с	3,1	нет
Количество газов, образующихся в печи с учетом подсоса воздуха, м ³ /с	3,85	0,75
Количество газов, отводимых из печи, м ³ /с	2,04	2,04
Запыленность газов, выходящих из печи (средняя за плавку), г/м ³	2,5	15,3
Количество неорганизованных выбросов через электродные отверстия, м ³ /с	1,81	Нет

6 ОРНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

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

Техника безопасности - свод правил и положений, направленный на обеспечение условий безопасного труда или проведения каких-либо других работ, а также мероприятия, направленные на устранения факторов, причиняющих вред здоровью.

6.1 Общие требования охраны труда

Работодатель обязан обеспечить безопасные условия труда своим сотрудникам, в том числе снизить влияние опасных производственных факторов. Работники в сфере охраны труда тоже имеют свои обязанности. Все это предусмотрено Трудовым кодексом (ст. 22 ТК РФ).

Требования охраны труда включают в себя большой спектр. Все это большое количество требований Законодательства определяет и количество документации, какой и сколько должно быть на предприятии, и порядок проведения медицинских осмотров, порядок поступления на работу, допуск персонала к производству работ и много другое. В этой статье мы рассмотрим некоторые из требований, считающиеся общими в охране труда.

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 - 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.

						Лист
						79
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР	

6.3 Анализ вредных производственных факторов

Вредным производственным фактором - называется такой производственный фактор, воздействие которого на работающего в определенных условиях приводит к заболеванию или снижению трудоспособности. Заболевания, возникающие под действием вредных производственных факторов, называются профессиональными.

К опасным производственным факторам следует отнести, например:

- электрический ток определенной силы;
- раскаленные тела;
- возможность падения с высоты самого работающего либо различных деталей и предметов;
- оборудование, работающее под давлением выше атмосферного, и т.д. 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

ГОСТ 12.0.003-74 «Опасные и вредные производственные факторы. Классификация» содержит классификацию элементов условий труда, выступающих в роли опасных и вредных производственных факторов. Они подразделяются на 4 группы:

- физические;
- химические;
- биологические;
- психофизические.

Опасные и вредные производственные факторы, действующие на работника фермы:

Физические: машины и механизмы, которые двигаются (трактора, автомобили, мобильные кормораздатчики, прицепы и тому подобное);

подвижные части производственного оборудования (зубчатые, цепные передачи, карданные валы, соединительные муфты (находятся в кормораздатчиках, навозных транспортерах т.п.), неогражденные рабочие органы транспортеров, дробилок.);

повышенная запыленность и загазованность воздуха рабочей зоны (в животноводческих помещениях загазованность отработанными газами во время раздачи кормов кормораздатчиком, запыленность при раздаче сухих кормов - комбикормов, травяной муки);

Химические: токсические и раздражающие (лекарственные и минеральные примеси к кормам, дезинфицирующие и моющие средства и тому подобное);

влияющие на репродуктивную функцию (пестициды, агрохимикаты, газы распада органических веществ, отработанные газы);

Биологические: патогенные микроорганизмы (бактерии, вирусы, рикетсии,

									Лист
									80
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ РКР				

спирохеты, грибы, простейшие) и продукты их жизнедеятельности; макроорганизмы (животные, растения, люди и продукты их жизнедеятельности, а также культуры клеток и тканей).

Психофизиологические: физические перегрузки; нервно-психические перегрузки (эмоциональные перегрузки во время перегонов животных, выпаса, транспортировки).

Результат воздействия биологических вредностей на человека - нарушение иммунитета. Легко соединяясь с белками сыворотки, они способны вызывать аллергию, инфицирование или интоксикацию, из которых наиболее часто возникает аллергизация. Аллергенами могут быть органические вещества растительного и животного происхождения, растительные пыли, эфирные масла и др., но наиболее выраженные среди них - некоторые виды бактерий и грибов, а также их споры. Сложный антигенный комплекс многих биологических вредностей обуславливает многообразие (по количеству и качеству) проявлений аллергических процессов у человека.

При незначительной концентрации биологических вредностей, в частности при воздействии пыли растительного происхождения, у работающих могут возникнуть внезапный озноб, головокружение, головная боль, горечь во рту, кашель, зуд, расстройства со стороны желудочно-кишечного тракта и даже обмороки. Рабочие, подвергающиеся постоянному воздействию малых концентраций биологических вредностей, в 10...25% случаев чувствуют слабость к концу работы, повышенную раздражительность и утомляемость, частые головные боли, боли в сердце и суставах, дерматиты. Особенно резкое ухудшение самочувствия наблюдается в первые дни работы после отпусков.

6.4 Инструктажи по охране труда. Виды назначение инструктажей

Охрана труда на производстве подразумевает организацию качественного обучения рабочих в этой сфере. Поэтому начало трудовой деятельности каждого человека начинается с инструктажей по охране труда. О том, какие бывают их виды, рассмотрим далее.

В каждой организации предусмотрено проведение вводного, первичного, целевого, повторного (планового) и внепланового инструктирования сотрудников.

Вводный:

Введение в производственную деятельность каждого сотрудника начинается с проведения вводного инструктажа. Он является кратковременным обучением, которое призвано ознакомить рабочего с самыми основными аспектами охраны труда и безопасности.

Все работники предприятия получают вводные инструкции с целью ознакомления с:

- Общими положениями законов, регламентирующих трудовые отношения и усвоения правил внутреннего распорядка.
- Правами и обязанностями в сфере охраны труда со своей стороны и стороны

нанимателя.

- Вредными и опасными факторами в работе.
- Средствами коллективной и индивидуальной защиты.
- Оказанием первой медицинской помощи пострадавшему от различных факторов.

- Правила пожарной безопасности, телефон пожарной части

Первичный:

До того, как приступить к работе, сотрудник должен пройти первичный инструктаж по охране труда.

Его осуществляют в рабочем цеху, где будет трудиться человек.

Разработка программы первичного инструктажа входит в обязанности начальника отдела, который лучше всех знаком с особенностями работы в цеху и прошёл должное обучение техники безопасности.

Назначение первичного инструктажа:

- Поближе познакомиться с технологическим процессом, оборудованием и характером производства.

- Усвоить правила подготовительной стадии.

- Проследить пути безопасных перемещений по цеху.

- Ознакомиться с всевозможными аварийными ситуациями и опасными факторами.

- Изучить прилагающиеся к рабочему месту инструкции по охране труда.

Целевой:

Инструктаж, предназначенный для сотрудников, направленных на выполнение не предусмотренных должностным регламентом работ, получил название целевой.

Перечень вопросов в программе целевого инструктажа будет зависеть от ситуации, в результате которой стало необходимым его проведение.

В общих случаях, когда работа связана с организацией уборок площадей, соревнований и других мероприятий, не имеющих повышенного уровня опасности, целевой инструктаж будет подобен первичному.

Когда речь идёт о получении нарядов-допусков и разрешений, инструкции тщательно прорабатываются, учитывая все факторы опасности и нормативы труда.

Повторный (плановый):

Повторный инструктаж отличается от первичного тем, что чаще всего носит групповой характер, а не индивидуальный.

Группа рабочих, выполняющих однотипные операции на одинаковой технике, может заново прослушать краткий курс охраны труда своего рабочего места. Инструктирование проводится с чёткой периодичностью в общем случае равной 6 месяцам.

Плановый инструктаж призван закрепить в памяти каждого рабочего основные разделы первичного инструктирования.

Поэтому вопросы, которые в нём рассматриваются, те же самые, что были в перечне программы первоначального инструктажа на рабочем месте.

Внеплановый:

Необходимость осуществления этого вида инструктажа наступает в определённых ситуациях. Контингент инструктируемых сотрудников может быть представлен как всем персоналом предприятия, так и отдельными лицами или группами рабочих.

За разработку разделов программы внеочередного инструктажа отвечает чаще всего руководитель структурного подразделения.

Например, если на предприятие завезли новое оборудование, то раздел, посвящённый опасным зонам приборов, будет учитывать особенности новой техники.

									Лист
									83
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР				

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Выплавка стали в дуговых электропечах как способ промышленного производства стали оформилась к началу XX века. Эксплуатация уже первых дуговых сталеплавильных печей позволила выявить существенные преимущества дуговой печи как сталеплавильного агрегата по сравнению с другими применявшимися плавильными агрегатами (мартеновская печь, конвертор). Развитие и прогресс электротехники, энергетики, производства огнеупорных материалов и электродов сделали эти преимущества более контрастными и ощутимыми. Это привело к широкому распространению электрометаллургии стали - отрасли металлургии стали, использующей электрическую энергию как источник тепла.

В данной работе изучены технологические особенности производства сталей, содержащих молибден, на примере производства 40ХМ, химический состав и проведён анализ технологии выплавки стали. Разработана технология выплавки данной марки стали по схеме ДСП - 120 → агрегат ковш - печь АКП 100 → машина непрерывного литья заготовки МНЛЗ. Произведён расчёт материального баланса плавки, задачи выполнены, цели достигнуты.

									Лист
									84
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР				

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Рябов, А.В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах: Учебное пособие / И.В. Чуманов, М.В. Шишимиров. - Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2007. - 188 с.
- 2 Рябов, А.В. Расчёт процесса электроплавки: Учебное пособие /А.В. Рябов, И.В. Чуманов. - Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. - 175 с.
- 3 Чуманов, И.В. Внепечная обработка стали: Учебное пособие /И.В. Чуманов, А.В.Рябов -Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2002. - 43 с.
- 4 Очагова, И.Г. Новости чёрной металлургии за рубежом /И.Г. Очагова, С.З.Афонин - выпуск №6 (48) 2005. - 116 с.
- 5 Дюдкин, Д.А. Производство стали на агрегате ковш - печь / С.Ю.Бать, Е.Гринберг, С.Н. Маринцев - Донецк: «ООО “Юго - Восток, Лтд”»,2003. - 300с.
- 6 Кудрин, В.А. Внепечная обработка чугуна и стали - М.: Металлургия, 2001. - 336 с.
- 7 Зиньковский, М.М. Безопасность производственных процессов в черной металлургии - М.: Металлургия, 2002. - 480 с.
- 8 Сорокин, В.Г. Марочник сталей и сплавов / А.В. Волоснякова, С.А. Вяткин и др.; Под общ. ред. В.Г. Сорокина. - М.: Машиностроение, 1999. - 640с.
- 9 Зинуров, И.Ю. Дуговые сталеплавильные печи: учебное пособие / И.Ю. Зинуров. - Новосибирск: Изд-во НГТУ, 2010 - 345 с.
- 10 Методические инструкции по разливке стали на МНЛЗ. ОАО «АМЗ»., 2005. - 72 с.
- 11 Крамаров, А.Д., Соколов, А.Н. Электрометаллургия стали и ферросплавов: учебник / А.Д. Крамаров.- М.: Металлургия- 2004.-376 с.
- 12 Калмыков, В.А., Карасёв, В. П. Электрометаллургия стали: Учебник/ В. А. Калмыков - Санкт-Петербург: Издательство СПбГТУ, 2000г.-360 с.

					<i>22 03 02 2017 165 00 ПЗ ВКР</i>	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		85